

МІНІСТЕРСТВО ОСВІТИ І НАУКИ УКРАЇНИ
ДЕРЖАВНИЙ ВИЩИЙ НАВЧАЛЬНИЙ ЗАКЛАД
«ДОНЕЦЬКИЙ НАЦІОНАЛЬНИЙ ТЕХНІЧНИЙ УНІВЕРСИТЕТ»

ВІСТІ

ДОНЕЦЬКОГО ГІРНИЧОГО ІНСТИТУТУ

Всеукраїнський науково-технічний

журнал гірничого профілю

Виходить 2 рази на рік

Засновано у 1995 році

1'2010

ДОНЕЦЬК – 2010

УДК 622

Друкується за рішенням Вченої ради державного вищого навчального закладу «Донецький національний технічний університет» (протокол № 5 від 21.06.2010).

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.т.н., проф.(головний редактор); Александров С.М., д.т.н., проф. (заст. головного редактора); Булгаков Ю.Ф., д.т.н., проф. (заст. головного редактора); Подкопаев С.В., д.т.н., проф.(відповідальний секретар); Шашенко О.М., д.т.н., проф.; Усаченко Б.М., д.т.н., проф.; Касьян М.М., д.т.н., проф.; Грищенков М.М., д.т.н., проф.; Садовенко І.О., д.т.н., проф.; Борщевський С.В., д.т.н., проф.; Костенко В.К., д.т.н., проф.; Мартякова О.В., д.е.н., проф.; Агафонов О.В., д.т.н., проф.; Саммаль А.С., д.т.н., проф.; Прокопов А.Ю., д.т.н., доц.

Адреса редакційної колегії: Україна, 83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, ДВНЗ «ДонНТУ», 9-й учбовий корпус, Гірничий інститут. 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», 2010

УДК 622.8

Ю.Ф. БУЛГАКОВ (д-р техн.наук, проф., ДонНТУ)

А.В. ПОЛЕВАЯ (ассист., ДонНТУ)

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ВЛИЯНИЯ РАЗЛИЧНЫХ ФАКТОРОВ И ПРИЧИН НА АВАРИЙНОСТЬ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ УКРАИНЫ

В статье приведены статистические данные видов аварий за 2002-2008 годы, рассчитано среднее число аварий и их вероятность. По значениям вероятности аварий по отдельным факторам и причинам и общей вероятности аварий определена степень влияния причин на аварийность.

Ключевые слова: аварийность, пожар, взрыв газа, внезапный выброс, горно-геологический фактор

Анализ аварийности шахт Украины показал, что за период с 1991 по 2008 гг. имели место 2821 аварий и аварийных ситуаций. Из имевших место за этот период 1837 (65,1%) подземных аварий, 931 (33,0%) подземные пожары (716 экзогенных и 215 эндогенных), 57 (2,0%) взрывов газа и угольной пыли, 73 (2,6%) внезапных выбросов угля и газа, 460 (16,3%) обрушений, 18 (0,64%) затоплений горных выработок, 300 (10,6%) аварий на поверхности. Остальные 982 (34,2%) случаев связаны с работами по предупреждению и ликвидации последствий аварийных ситуаций и несчастными случаями.

В 2008 году подразделениями ГВГСС ликвидировано 63 аварий (в 2007 году – 48 авария), в том числе 19 подземных пожаров (10 ликвидировано активным способом, 2 комбинированным способом, 7 способом изоляции), 5 взрыва газа метана, 2 выброса угля и газа, 25 обрушений горных пород, 12 аварий на поверхности шахты.

Анализ среднегодовых показателей за периоды 2001-2005гг. и 2006-2008гг. свидетельствует о снижении общего числа аварий и аварийных ситуаций на 14%, подземных аварий - в 1,38 раза; подземных пожаров в 1,75 раза, выбросов - в 1,48 раза; обрушений - в 1,33 раза, аварийных ситуаций - в 1,48 раза. Данные о результатах оперативной деятельности в табл. 11-35.

Таблица 1

Статистические данные видов аварий (2002-2008 гг)

Факторы и причины аварий	Всего с 2002 по 2008г.	среднее за 2002-2008г.	В том числе по годам						
			2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
1. Пожаров экзогенных	128	18,3	28	25	14	22	12	10	17
2. Пожаров эндогенных	40	5,7	10	7	7	2	4	8	2
3. Взрывов газа и угольной пыли	16	2,3	3	0	2	2	2	2	5
4. Внезапных выбросов	19	2,7	4	1	1	5	3	3	2
5. Обрушений пород	160	22,9	30	32	24	18	18	13	25
6. Затоплений	7	1,0	1	2	1	2	1	0	0
7. Аварии на поверхности	76	10,9	9	12	8	12	11	12	12
Всего аварий	446	63,7	85	79	57	63	51	48	63

Влияние различных факторов и причин на аварийность устанавливалась по отношению вероятности возникновения аварии в результате отдельной причины (фактора) к вероятности аварии в результате действия группы причин (фактора).

$$K=100 \frac{P(A_i)}{P(\sum A_i)} \quad (1)$$

где $P(A_i)$, $P(\sum A_i)$ - вероятность возникновения аварии, соответственно, в результате отдельной причины и группы причин.

Вероятность возникновения аварий в результате отдельной причины может быть определена по следующей зависимости:

$$P(A_i) = \frac{A_i}{\sum A_i}, \quad (2)$$

где A_i - число аварий, определяемой i -той причиной.

Вероятность возникновения аварий в результате действия группы причин может быть определена по зависимости [1]

$$P(\sum A_i) = 1 - [1 - P(A_1)] \cdot [1 - P(A_2)] \cdot \dots \cdot [1 - P(A_i)] \quad (3)$$

Среднее значение аварий при подчинении вероятности аварий гамма-распределению может быть определено по зависимости

$$A_{\text{ср}} = \frac{\alpha}{\beta} \quad (4)$$

где α, β - параметры гамма-распределения.

Были рассчитаны параметры гамма-распределения [2] аварий, как общего их числа, так и по отдельным причинам, по значениям которых рассчитаны среднее число аварий и их вероятность. Результаты приведены в табл. 2

Таблица 2

Вероятность аварий по различным причинам

Факторы и причины аварий	Параметры гамма-распределения		Среднее число аварий	Вероятность аварий
	α	β		
По всем причинам в том числе:	0,167	0,0026	64,2	-
1. Пожаров экзогенных	0,167	0,009	18,5	0,2882
2. Пожаров эндогенных	0,168	0,029	5,8	0,0903
3. Взрывов газа и угольной пыли	0,169	0,073	2,3	0,036
4. Внезапных выбросов	0,167	0,062	2,7	0,0419
5. Обрушений пород	0,168	0,007	24	0,3738
6. Затоплений	0,174	0,174	1	0,0156
7. Аварии на поверхности	0,168	0,015	11,2	0,1745

По данным, приведенным в таблице 2, по формуле 4 рассчитано среднее число аварий по каждой причине, а по формуле 3 рассчитана вероятность аварий в результате действия нескольких опасных факторов и причин возникновения аварий:

$$P(\sum A_i) = 1 - (1-0,2882)(1-0,0903)(1-0,036)(1-0,0419)(1-0,3738)(1-0,0156) \times \\ \times (1-0,1745) = 0,696$$

По значениям вероятности аварий по отдельным факторам и причинам и общей вероятности аварий определена степень влияния причин на аварийность (табл.3)

Таблица 3

Вероятность аварийности из-за различных факторов и причин

Факторы и причины аварий	Степень влияния на аварийность, %
1. Пожаров экзогенных	41,4
2. Пожаров эндогенных	12,9
3. Взрывов газа и угольной пыли	5,2
4. Внезапных выбросов	6,02
5. Обрушений пород	53,7
6. Затоплений	2,2
7. Аварии на поверхности	25,1

Таким образом, на основании проведенного анализа можно сделать вывод о том, что основное влияние на аварийность в угольных шахтах (период 2002-2008 гг.) оказывали горно-геологические и горнотехнические факторы. Из горно-геологических факторов, как показывают данные таблицы 3 преобладающее значение имеют неустойчивость вмещающих пород. Нарушение техники безопасности само по себе не является опасным фактором, а проявляется через горнотехнические факторы.

Библиографический список

1. Шторм Р. Теория вероятностей. Математическая статистика / Р. Шторм. - М.: Мир, 1970. - 368 с.
2. Корн Г. Справочник по математике для научных работников и инженеров / Г. Корн, Т. Корн. - М., 1968. - 720 с.

Надійшла до редколегії 24.02.2010

В статті наведено статистичні данні видів аварій за 2002-2008 роки, розраховано середнє число аварій та їх імовірність. По значенням імовірності аварій по окремих факторам та причинам і загальній імовірності аварій визначена ступінь впливу причин на аварійність.

Ключові слова: аварійність, пожежа, вибух газу, раптовий викид, гірничо-геологічний фактор

In article the statistical data of kinds of failures for 2002-2008 are resulted, the average of failures and their probability are designed. On values of probability of failures under separate factors and the reasons and the general probability of failures the degree of influence of the reasons on breakdown susceptability is determined.

Keywords: accident rate, fire, explosion of gas, sudden troop landing, mining-and-geological factor

УДК 622.243.952

А. А. КАРАКОЗОВ (канд. техн. наук, доц., ДонНТУ)

С. Н. ПАРФЕНЮК (ассист., ДонНТУ)

АПРОБАЦИЯ МОДЕРНИЗИРОВАННОГО ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОГО СТЕНДА С КОМПЬЮТЕРНОЙ РЕГИСТРАЦИЕЙ ПАРАМЕТРОВ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ГИДРОУДАРНИКОВ ДВОЙНОГО ДЕЙСТВИЯ С ДИФФЕРЕНЦИАЛЬНЫМ ПОРШНЕМ

Представлено описание и результаты апробации модернизированного стенда для экспериментальных исследований гидроударников двойного действия с дифференциальным поршнем. Приведены некоторые результаты экспериментальных исследований рабочего цикла гидроударников, применяющихся в снарядах для бурения скважин в нескальных породах морского шельфа и при проходке дегазационных и технических скважин.

Ключевые слова: гидроударник двойного действия, экспериментальные исследования рабочего цикла, бурение скважин на шельфе, бурение дегазационных скважин

Гидроударники двойного действия с дифференциальным поршнем в настоящее время используются при проходке скважин различного целевого назначения как на морском шельфе (в основном, в нескальных породах), так и на суше, в том числе при бурении геологоразведочных и дегазационных скважин [1, 2, 3]. Комплекс теоретических и экспериментальных исследований, ранее проведенных на кафедре технологии и техники геологоразведочных работ (ТТГР) ДонНТУ, позволил создать эффективные конструкции гидроударников. Особое внимание при этом уделялось экспериментальным работам по изучению рабочего цикла различных конструктивных схем гидроударников, позволившим определить реальные энергетические показатели этих механизмов в зависимости от условий эксплуатации [4, 5, 6].

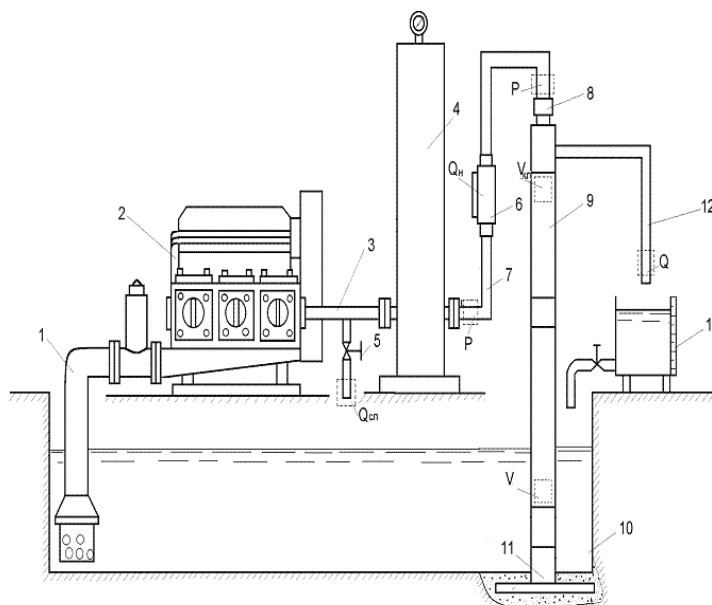


Рис. 1. Схема экспериментального стенда для исследований гидроударника:

1 – всасывающий трубопровод; 2 – буровой насос НБ5-320/100; 3, 7 – нагнетательный трубопровод; 4 – компенсатор; 5 – задвижка; 6 – датчик расхода (Q_n); 8 – быстроразъемное соединение; 9 – гидроударник; 10 – ёмкость; 11 – опорный переходник; 12 – сливная магистраль; 13 – мерная ёмкость; □ – места размещения датчиков расхода жидкости на сливе ($Q_{сл}$), давления (P), скорости бойка (V) и клапанной группы ($V_{кл}$)

Несмотря на это, ряд вопросов, касающихся особенностей работы различных схем гидроударников, до сих пор тщательно не изучен. Поэтому дальнейшие теоретические разработки требуют постановки промежуточных экспериментов, необходимых для подтверждения ряда гипотез и уточнённых теоретических моделей некоторых фаз рабочего цикла гидроударника. Например, для математического описания так называемого «несимметричного» рабочего цикла, когда целенаправленно снижается скорость соударения бойка с наковальней при его движении вверх (за счёт торможения жидкостью на свободном ходе), необходимо экспериментально подтвердить теоретическую модель движения бойка гидроударника на свободном ходе с учётом динамики клапанной группы. Ещё один вопрос, имеющий важное практическое значение для разработки морских буровых снарядов и требующий экспериментального обоснования – это влияние подвижности корпуса гидроударника относительно забоя на его энергетические параметры и динамику клапанной группы.

Для проведения необходимых экспериментальных исследований была проведена модернизация стенда, схема которого показана на рис. 1 [7]. Скорость бойка и клапанной группы гидроударника измерялась индукционными датчиками. Для определения давления использовались датчики с чувствительным пластинчатым элементом. Для преобразования упругой деформации чувствительных элементов в электрический сигнал использовались тензомосты на основе проволочных тензорезисторов. Для точного разграничения фаз рабочего цикла за счёт фиксации моментов ударов бойка по наковальне также использовались тензомосты, измерительные тензорезисторы которых наклеивались на боковую поверхность наковален. Среднее значение давления жидкости в нагнетательной магистрали контролировалось манометром типа МО. Величина расхода рабочей жидкости контролировалась с помощью расходомеров и объёмным методом при помощи мерных емкостей.

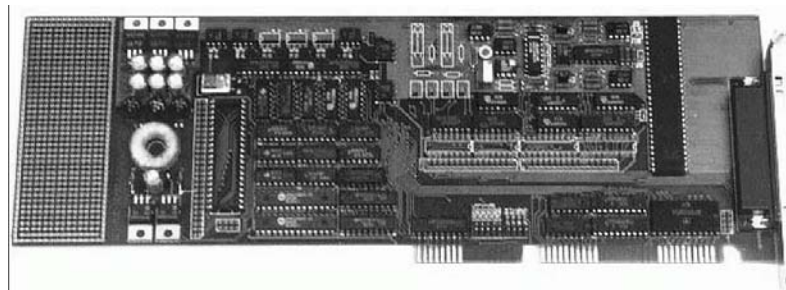


Рис. 2. Модуль WAD-ADC16-32F

Модернизации подверглась регистрирующая часть стенда. Вместо применявшегося ранее светолучевого осциллографа Н-115 для регистрации сигналов с датчиков и тензоусилителя 8АНЧ-7М для питания измерительных полумостов и усиления сигналов, поступающих с них, был использован прецизионный модуль WAD-ADC16-32F производства компании АКОН (г. Киев), выполненный в виде встраиваемой в персональный компьютер платы (рис. 2).

Модуль WAD-ADC16-32F реализует функции гальванически развязанного аналогового ввода (32 канала), аналогового вывода (2 канала), цифрового ввода (16 линий), вывода (16 линий), а также содержит 24 линии цифрового ввода-вывода (ЦВВ) без гальванической развязки. Модуль позволяет запитать постоянным напряжением тензомосты (до 3-х) и завести возвратный провод, что обеспечивает низкую погрешность измерений. Содержит буферное оперативное запоминающее устройство (ёмкость 32К слова), которое может использоваться для всех вышеперечисленных функций, кроме ЦВВ на 24 ли-

нии. Модуль имеет вход внешнего запуска (синхронизации), защиту от перегрузок по входу, выход окончания преобразования, программируемое усиление сигнала, таймер. Частота преобразования измеряемых сигналов – до 83 кГц.

Внешний вид модернизированного экспериментального стенда с компьютерной регистрацией измеряемых параметров приведен на рис. 3.

Вся информация, получаемая с датчиков в процессе эксперимента, в цифровом виде записывается на жёсткий диск компьютера. Таким образом, объём получаемой информации фактически ограничивается объёмом диска, что позволяет производить подробные измерения и запись весьма длительных процессов, например таких, как запуск гидроударника и вывод его на рабочий режим. Используя ранее традиционное регистрирующее оборудование просто не позволяло записать такие большие объёмы информации из-за ограниченности ёмкости фотокассет и большой скорости регистрации процессов.

Для построения и анализа осциллограмм по цифровым значениям величин сигналов, полученных с датчиков при помощи модуля WAD-ADC16-32F, С.Н. Парфенюком в среде Lazarus был разработан ряд версий программы Akonview. Программа создана для работы в ОС Windows (начиная с версии Windows-98). Интерфейс программы Akonview (вторая версия) представлен на рис. 4.



Рис. 3. Вид экспериментального стенда с компьютерной регистрацией измеряемых параметров

На этом же рисунке показаны наложенные друг на друга осциллограммы перемещения бойка и клапанной группы гидроударника дифференциального действия. Осциллограммы, показанные на рисунке 4 чёрным цветом, соответствуют неподвижному корпусу механизма (относительно забоя). Серые осциллограммы соответствуют подвижному гидроударнику. Для обеспечения подвижности корпуса относительно забоя гидроударник при съёмке осциллограмм отсоединялся от опорного переходника стенда (поз. 11 рис. 1) и мог свободно перемещаться в осевом направлении.

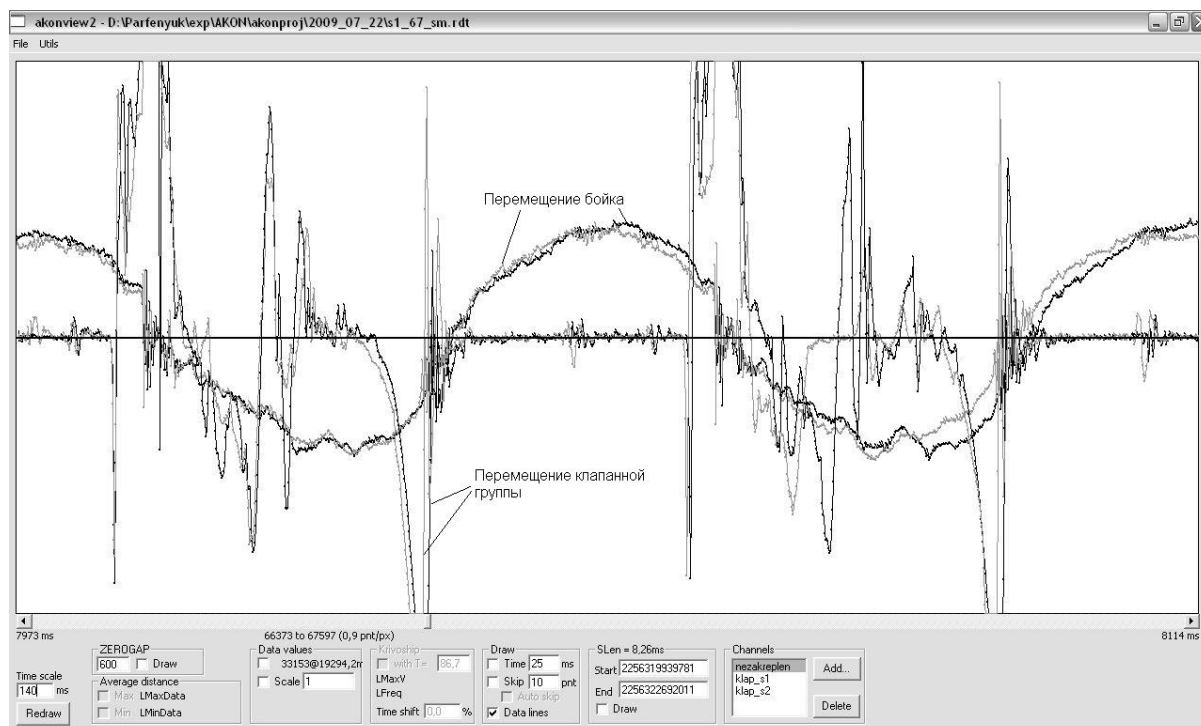


Рис. 4. Интерфейс программы Akonview с осциллограммами перемещения бойка и клапанной группы для случаев подвижного и неподвижного относительно забоя гидроударника

Анализ полученных осциллограмм, в том числе и приведенных на рис.4, показывает, что подвижность корпуса гидроударника относительно забоя не оказывает существенного влияния на продолжительность его рабочего цикла, скорость соударения бойка с наковальнями и динамику клапанной группы. Этот вывод является весьма важным, поскольку даёт возможность при описании процесса погружения гидроударных буровых снарядов в нескальные грунты использовать теоретические зависимости энергетических параметров гидроударника, полученные для описания его рабочего цикла при неподвижном корпусе. Эти данные подтвердили также ранее принятое допущение о независимости рабочего цикла гидроударников двойного действия от характера погружения гидроударного бурового снаряда в грунт [1, 8].

В тоже время из осциллограмм видно, что движение клапанной группы гидроударника на ходе бойка вверх (область осциллограммы на рис. 4 ниже нулевой линии) может быть довольно сложным. Причём, сравнивая характер движения клапанов с ранее полученными данными (рис. 5, [7]), можно сделать вывод, что увеличение первоначальных зазоров между клапанами гидроударника усложняет их движение и приводит к приоткрыванию впускного клапана на ходе бойка вверх, что способствует некоторому кратковременному снижению скорости бойка.

Изменяя размеры свободного хода бойка и исходного зазора между клапанами, а также варьируя подачу жидкости в гидроударник, удалось получить ряд характерных осциллограмм (рис. 6). Они не только позволили подтвердить теоретически установленный характер движения бойка на свободном ходе с учётом его торможения жидкостью, но и выявить фазу остановки бойка перед его ходом вверх, которая наблюдается при определённом сочетании конструктивных и технологических факторов и обусловлена особенностями кинематики и динамики клапанной группы гидроударника.

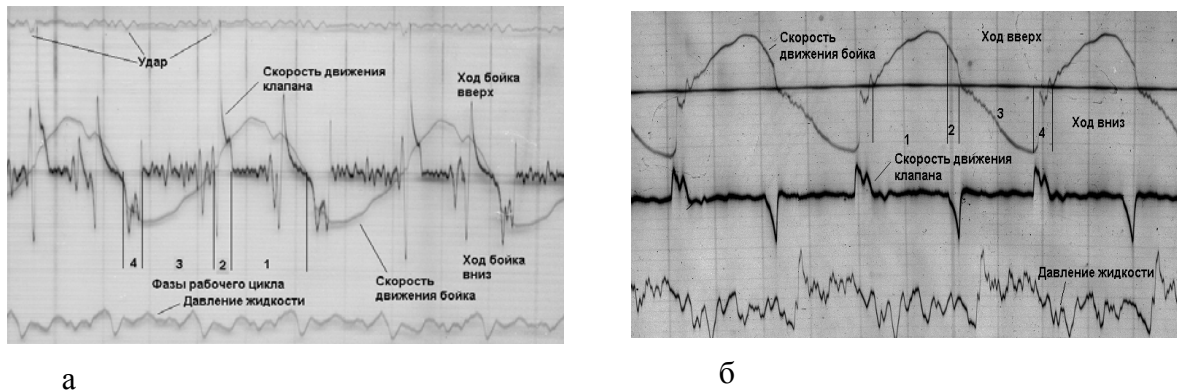


Рис. 5. Примеры ранее полученных осциллограмм с различным характером движения клапанной группы [7]: а – с первоначальным зазором между клапанами 3 мм; б – без первоначального зазора

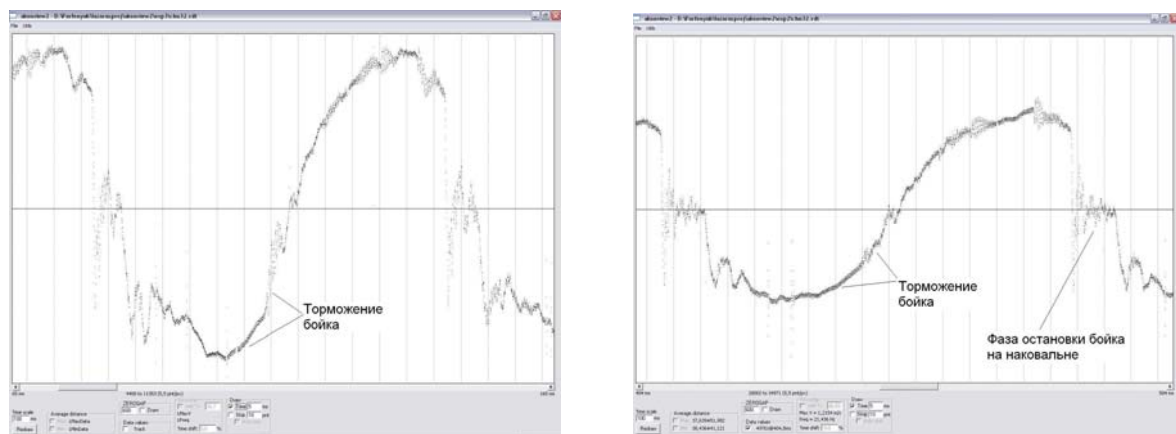


Рис. 6. Осциллограммы движения бойка с фазами гидроторможения бойка и его остановкой на наковальне перед ходом вверх

На рис. 7 показаны теоретические и экспериментальные данные скорости бойка гидроударника на свободном ходе и скорости его клапанной группы в этот промежуток времени (в принятой системе координат отрицательное значение скорости соответствует движению вверх). Совпадение теоретических и экспериментальных данных подтверждает предложенную математическую модель совместного движения бойка и клапанной группы в период свободного хода с учётом перетекания жидкости, накопленной в подводящем трубопроводе на фазе разгона бойка, через клапана при их перестановке. Поэтому данная модель может быть использована как составная часть при обобщённом теоретическом описании несимметричного рабочего цикла гидроударника.

По результатам выполненных работ можно сделать следующие выводы.

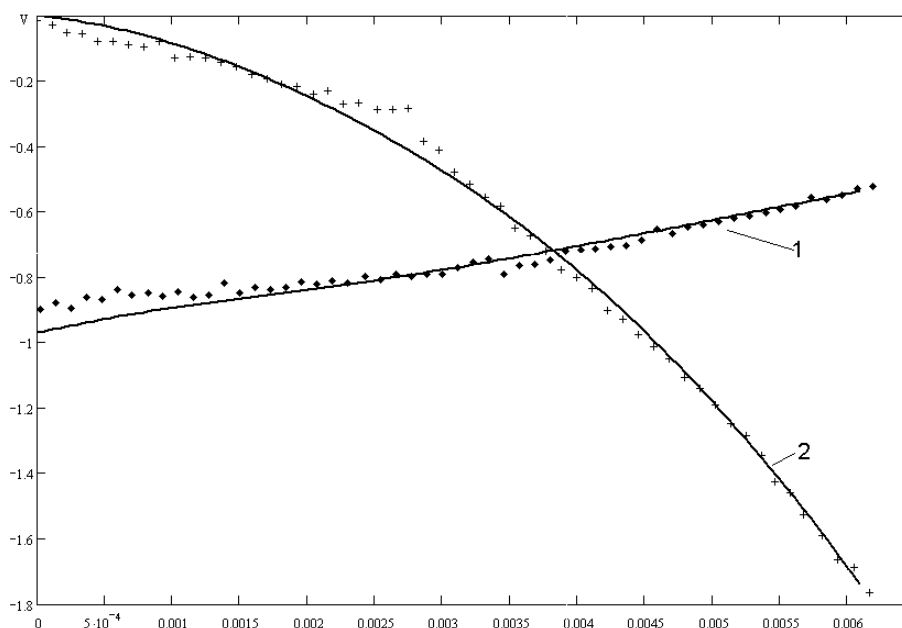


Рис. 7. Совпадение теоретических и экспериментальных данных скорости бойка гидроударника на свободном ходе (кривая 1) и скорости его клапанной группы (кривая 2)

1. Проведенная модернизация экспериментального стенда для исследования гидроударников двойного действия позволила существенно повысить информативность получаемых результатов за счёт увеличения их объёмов и оперативность их интерпретации за счёт компьютерной обработки цифровых массивов данных по регистрируемым параметрам.

2. Проведенные исследования подтвердили ряд предположений, положенных в основу теоретических моделей, в частности о независимости рабочего цикла данной конструкции гидроударника от перемещения его корпуса (бурового снаряда).

3. Выявлены особенности динамики бойка и клапанной группы, а также их взаимосвязь, позволившие подтвердить теоретические зависимости, определяющие торможение бойка жидкостью при ходе вверх и его остановку после удара по нижней накопальне, что имеет важное практическое значение с точки зрения ограничения подскока бурового снаряда над забоем. Этот фактор на практике обеспечивает увеличение скорости погружения бурового снаряда в породы песчано-глинистого комплекса при бурении подводных скважин и рост механической скорости бурения в твёрдых породах.

Полученные результаты были учтены при уточнении математических моделей погружения гидроударных буровых снарядов в нескальные породы и описании несимметричного рабочего цикла гидроударника, а также при проектировании усовершенствованных буровых снарядов установок морского бурения УМБ-130 и УМБ-130М и гидроударников ГУ-168 для бурения дегазационных скважин, разработанных кафедрой ТТГР ДонНТУ при участии ЗАО «Компания «Юговостокгаз».

Библиографический список

1. Калиниченко О. И. Гидроударные буровые снаряды и установки для бурения скважин на шельфе / О. И. Калиниченко, П. В. Зыбинский, А. А. Каракозов. – Донецк: Вебер (Донецкое отделение), 2007. – 270 с.

2. Калиниченко О. И. Перспективы развития ударно-вращательного бурения эксплуатационных скважин / О. И. Калиниченко, А. А. Каракозов, П. В. Зыбинский, С. Н. Парфенюк // Породоразрушающий и металлообрабатывающий инструмент и технология его изготовления: Сб. научн. трудов. – 2005. – Вып.8. – С.89-91.

3. Парфенюк С. Н. Анализ рабочего цикла гидроударника для бурения дегазационных скважин / С. Н. Парфенюк, А. А. Каракозов // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-геологічна. – 2008. – Вип. 7(135). – С. 136–141.

4. Коломоец А. В. Результаты экспериментальных исследований гидровибрационных механизмов дифференциального действия / А. В. Коломоец, О. И. Калиниченко, Е. В. Квашин и др. // межвуз. науч. темат. сб. Техника и технология бурения разведочных скважин. – 1984. – Вып. 7. – С. 46-52.

5. Квашин Е.В. Результаты экспериментальных исследований бурового снаряда установки УГВП-130/8 / Е. В. Квашин // Техника и технология бурения разведочных скважин: межвуз. науч. темат. сб. – 1986.– Вып. 9. – С. 42-46.

6. Калиниченко О. И. Экспериментальные измерения характеристик гидроударника при изменении сечения трубопровода / О. И. Калиниченко // Труды ДонГТУ. Серия: Горно-геологическая. – 2001. – Вып.23. – С.109-113.

7. Каракозов А. А. Экспериментальные исследования гидроударников, входящих в состав буровых снарядов для проходки геологоразведочных скважин на шельфе / А. А. Каракозов // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-геологічна. – 2005. – С. 72-77.

8. Калиниченко О. И. Развитие научных основ создания погружных гидроударных снарядов и установок для однорейсового бурения скважин на морском шельфе: дисс. ... докт. техн. наук: 05.15.10 / Олег Иванович Калиниченко. – Донецк, ДонНТУ, 2002. – 371 с.

Надійшла до редколегії 11.12.2009

Представлено опис і результати апробації модернізованого стенду для експериментальних досліджень гідроударників подвійної дії з диференційним поршнем. Приведені деякі результати експериментальних досліджень робочого циклу гідроударників, що застосовуються в снарядах для буріння свердловин в нескільких породах морського шельфу і при проходці дегазаційних і технічних свердловин.

Ключові слова: гідроударник подвійної дії, експериментальні дослідження робочого циклу, буріння свердловин на шельфі, буріння дегазаційних і технічних свердловин

Article presents results and description of testing of updated stand for differential piston double-action hydraulic hammers testing. Some of results of work cycle research of hydraulic hammers which are used in drilling tools for underwater soil sampling and degasification well drilling are given.

Key words: double-action hydraulic hammer; work cycle research; drilling tools for underwater soil sampling; degasification well drilling

УДК 622.235

И. И. КЛОЧКО (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ НЕСТАЦИОНАРНЫХ РЕЖИМОВ ДЕТОНАЦИИ ГРАНУЛИРОВАННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ ВЗРЫВНОЙ ОТБОЙКЕ

Представлены конструкции скважинных зарядов ВВ с использованием нестационарных режимов детонационного превращения и результаты опытной проверки взрывной отбойки флюсовых пород на карьерах.

Ключевые слова: скважинные заряды, детонация, взрывчатые вещества, карьеры строительных материалов

На современном этапе развития взрывной подготовки горных пород, идущих на изготовление строительных щебней, остро стоит вопрос качества сырья, что требует оптимизации параметров буровзрывных работ (БВР). При этом под качеством сырья понимается не только качество взрывной отбойки, но и физико-механические параметры характеризующие отбитые горные породы. Однако наибольшее внимание практика уделяет качеству взрывной отбойки, которая оценивается по процентному выходу негабаритных фракций дробления и средневзвешенному диаметру отдельного куса горной массы (d_{cp}). Оптимизируя параметры БВР по удельным приведенным затратам по

всей технологической цепочке от карьера до обогатительной фабрики (ДОФ) можно установить величину d_{cp} .

Такой подход к выбору рациональных параметров БВР на карьерах строительных материалов приводит к значительным потерям, связанным с переизмельчением горной массы. На флюсовых карьерах Украины ежегодно теряется 10-15% добываемого полезного ископаемого, а на гранитных карьерах – 6-10%. До 80% потерь связано с комплексом БВР, из-за перенасыщения массива горных пород энергией взрыва. Кроме того, взрывная отбойка с использованием существующих технологий разрушения и промышленных ВВ (ПВВ) приводит к существенному разупрочнению горной массы, идущей на изготовление строительного щебня.

Как было показано в работе [1], несоответствие параметров нагружения (давление ПВ, энергия ВВ) физическим и механическим свойствам горных пород приводит к непродуктивным потерям энергии взрыва и полезного ископаемого (переизмельчение). Ранее выполненными исследованиями [2] было установлено, что, например, в породах типа доломита, магнезита и др. для получения качественного дробления необходимо создавать несколько меньшее давление ПВ в скважине при более длительном времени приложения нагрузки. Для реализации такого режима нагружения в зарядах гранулированных промышленных ВВ (ГПВВ) предложены конструкции комбинированных инициаторов, обеспечивающих формирование в заряде системы низкоскоростных и нормальных детонационных режимов [3-5].

Решить вопрос повышения эффективности разрушающего действия взрыва в вязких невысокой крепости горных породах путем увеличения величины импульса взрыва, за счет снижения P_n , при одновременном увеличении времени приложения взрывной нагрузки можно за счет того, что в скважинном заряде ВВ промежуточные детонаторы выполнены массой в 5-20 раз больше чувствительности ВВ и размещены один от другого на расстоянии 2,5-7,5 диаметров скважины [3].

На рис.1 изображен общий вид заряда и фотограмма его детонационного превращения; на рис.2 – диаграмма изменения давления газов в зарядной полости.

Скважинный заряд содержит ВВ, ДШ и многоточечный инициатор состоящий из системы промежуточных детонаторов. Промежуточные детонаторы установлены на детонирующем шнуре на расстоянии один от другого, равном 2,5-7,5 диаметров скважины. Масса промежуточного детонатора в 5-20 раз больше чувствительности взрывчатого вещества, что в несколько раз меньше массы детонатора вызывающего в заряде нормальную детонационную волну.

Процесс взрыва такого заряда взрывчатых веществ протекает следующим образом. При срабатывании первичного промежуточного детонатора – от него во все стороны начинает распространяться низкоскоростное детонационное превращение.

Существенного разложения ВВ от воздействия иницирующего импульса ДШ при этом не происходит, а скорость детонации последнего превышает скорость детонации взрывчатого вещества. В результате этого последующий промежуточный детонатор срабатывает раньше, чем к нему по взрывчатому веществу подходит низкоскоростная детонационная волна, возбужденная первичным промежуточным детонатором. От последующего промежуточного детонатора, как и от первичного, начинается детонационное разложение ВВ во все стороны. В местах встреч волн этого разложения с волнами разложения от смежных детонаторов образуются очаги повышенного давления, являющиеся дополнительными инициаторами для уже частично прореагировавшего взрывчатого вещества. Дальнейшее разложение ВВ происходит в режиме нормальной детонации с полным его превращением в газообразные продукты.

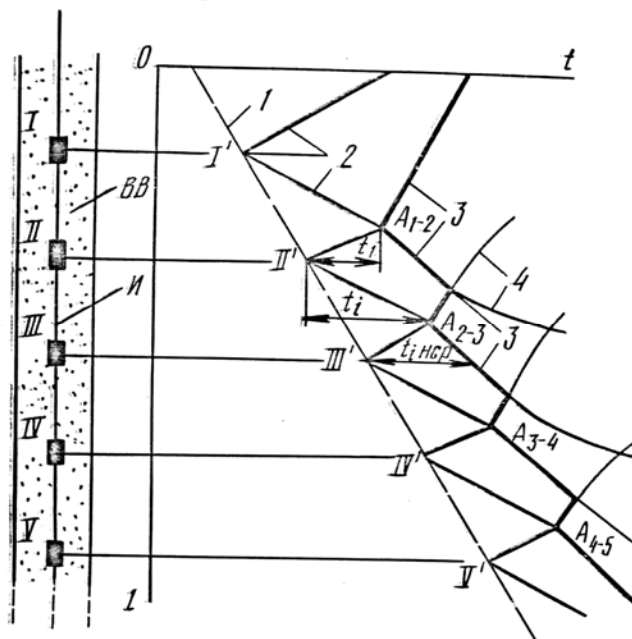


Рис.1. Общий вид заряда и фотограмма его детонационного превращения. I – IV – промежуточные детонаторы; 1 - скорость детонации ДШ; 2-4 – скорость детонации ВВ заряда; A_{1-2} - A_{4-5} – точки встречи ДВ

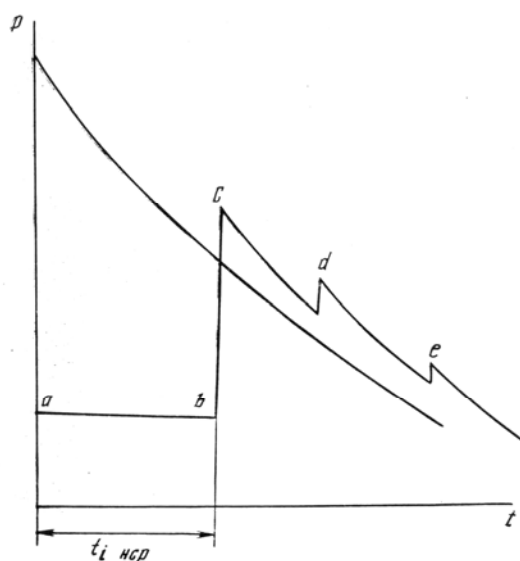


Рис.2. Диаграмма изменения давления газов в зарядной полости

Решить вопросы управления давлением и импульсом взрыва скважинного заряда можно за счет рационального размещения в скважинном заряде, содержащем ГПВВ, промежуточных детонаторов и удлиненного инициатора из нитей ДШ. Удлиненный инициатор и промежуточные детонаторы размещены вдоль всей длины заряда. При этом в верхней и нижней части заряда удлиненный инициатор выполнен из четырехшести сплетенных нитей ДШ, в средней – из двух-четырёх сплетенных нитей ДШ, а промежуточные детонаторы выполнены в виде навесок из ВВ, при этом навески ВВ в

центральной части удлиненного инициатора в 3-20 раз больше чувствительности ВВ к инициирующему импульсу инициатора, тогда как в концевых частях инициатора, равных 0,25-0,35 длины заряда, они в 1,1-1,3 раза больше, чем в центральной части [4].

Нужно учесть, что верхний и нижний промежуточные детонаторы расположены на расстоянии, соответственно, 1,5–4,0 и 2,5–5,0 диаметра заряда от верхнего и нижнего его концов. При этом удаление каждого из промежуточных детонаторов, начиная со второго от концов заряда к центру, в 1,1–1,2 раза больше удаления предшествующего, при рассредоточении вторых промежуточных детонаторов от первых в верхней и нижней частях заряда, соответственно, на 3,0-8,0 и 5,0-10,0 диаметров заряда (рис 3).

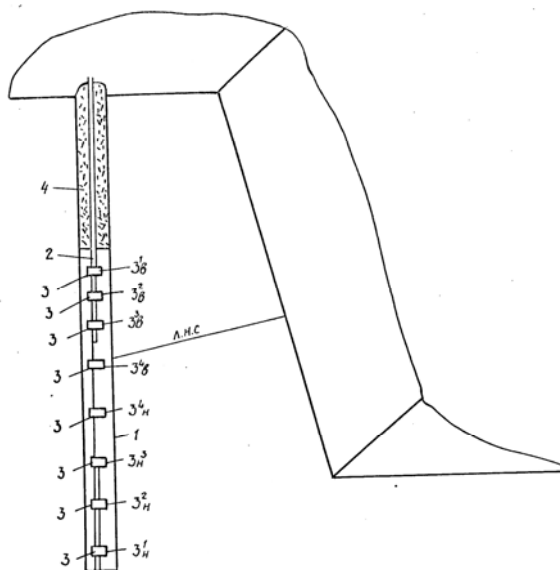


Рис.3. Общий вид скважинного заряда ВВ; 1 – скважина; 2 – нити ДШ; 3 – промежуточные детонаторы; 4 - забойка

Скважинный заряд может быть выполнен следующим образом. При высоте уступа (h_y) равной 10 м длина колонки заряда ($l_{зар}$) составляет 8 м. При использовании скважинных зарядов диаметром 220 мм из граммонита 79/21 при отбойке горных пород с коэффициентом крепости 8–10 по шкале профессора М.М. Протодьяконова длина верхней и нижней частей удлиненного инициатора составляет по 2,4 м ($0,3 l_{зар}$). Средняя часть инициатора составляет 3,2 м ($0,4 l_{зар}$). Удлиненный инициатор располагается вдоль всей колонки заряда по его оси. Причем в верхней и нижней частях он выполняется из шести нитей детонирующего шнура ДШ-А (6 значений чувствительности граммонита 79/21 к детонирующему шнуру ДШ-А), а в средней – из четырех нитей ДШ-А (4 значения чувствительности).

Промежуточные детонаторы устанавливаются следующим образом. Первые детонаторы сверху $3^1_в$ и снизу $3^1_н$ устанавливаются соответственно на удалении 0,4-0,46 м ($2,0 d_{зар}$) и 0,55 м ($2,5 d_{зар}$) от верхнего и нижнего концов заряда. Расстояние от первых (3^1) до вторых (3^2) детонаторов в два раза превышает удаление детонаторов (3^1) от концов заряда и определяется из формулы

$$S = K_y \cdot K_n \cdot [d_{зар} \cdot D_{ВВ} / D_{н.с.р} (1 - D_{ВВ} / D_{ШД})], \text{ м} \quad (1)$$

где $D_{ВВ}$ – нормальная скорость детонации взрывчатого вещества заряда, м/с;
 $D_{н.с.р}$ – скорость низкоскоростного процесса, м/с;

$D_{ДШ}$ – скорость детонации удлиненного инициатора, м/с;

K_n – коэффициент, учитывающий прочностные свойства породы (изменяется в пределах 0,9–1,1 при переходе от взрывания крепких гранитов к слабым известнякам);

K_y – коэффициент, учитывающий особенности работы взрыва по высоте уступа ($K_y = 1,0$ – для верхней ; $K_y = 1,2–1,7$ – для нижней частей заряда).

При этом величина K_y для взрывания крепких гранитов при высоте уступа 20 м составит 1,2. При взрывании известняков при высоте уступа 10 м $K_y = 1,7$.

В случае заряда из граммонита 79/21 диаметром 220 мм расстояние второго верхнего промежуточного детонатора от первого составит

$$S = 1,0 \cdot 1,0 [0,22 \cdot 4200 / 3600 (1 - 4200 / 7000)] = 0,66 \text{ м} = 3 d_{\text{зар}}, \quad (2)$$

а второго нижнего промежуточного детонатора от первого снизу

$$S = 1,6 \cdot 1,0 [0,22 \cdot 4200 / 3600 (1 - 4200 / 7000)] = 1,1 \text{ м} = 5 d_{\text{зар}} \quad (3)$$

При этом, в зарядах диаметром 220 мм граммонит 79/21 детонирует со скоростью $D_{\text{ВВ}} = 4200$ м/с, низкоскоростное разложение от воздействия шести нитей ДШ-А протекает со скоростью 3600 м/с, а детонация ДШ – со скоростью 7000 м/с. Третьи детонаторы удалены от вторых на 0,72 м ($3,3 d_{\text{зар}}$) и 1,21 м ($5,5 d_{\text{зар}}$), т.е. в 1,1 раза больше, чем вторые от первых. Четвертый детонатор сверху 3^4 отстоит от третьего сверху на 0,80 м ($3,63 d_{\text{зар}}$), а четвертый снизу 3^4 на 1,33 м ($6,09 d_{\text{зар}}$) от третьего нижнего, т.е. в 1,1 раза дальше, чем третьи от вторых.

Технология дальнейшего заряжания, размещения забойки и взрывания сохраняются прежними. Процесс взрыва скважинного заряда протекает следующим образом (рис.4). При детонации удлиненного инициатора (ДШ) по заряду ВВ распространяется низкоскоростная детонация. Скорость превращения ВВ в середине заряда на 500-800 м/с меньше, чем в концевых его частях. На рис.4 линия 5 характеризует распространение детонации по ДШ. Развитию и протеканию детонации ВВ от взрыва шнуров соответствует линия 6. При этом промежуток времени, в течение которого ВВ вовлекается в низкоскоростное превращение, определяется величиной отрезка между линиями 5 и 6 – в сечении а-а. Это время равно $t_{\text{н.с.р}}$. Поскольку скорость детонации шнура превышает скорость детонации ВВ, шашка $3^2_{\text{в}}$ взрывается раньше, чем к ней по заряду подходит низкоскоростная детонационная волна 6, возбужденная взрывом нитей ДШ. От шашки вверх и вниз по заряду распространяется нормальный детонационный процесс, которому соответствуют линии 7 и 8. Через некоторый промежуток времени t_i в точке A_1 детонационная волна 8 догоняет низкоскоростную волну 6, а в точке A_2 , спустя время t_i^1 , произойдет встреча низкоскоростной 6 и нормальной 7 детонационных волн. В дальнейшем по смеси «частично прореагировавшее взрывчатое вещество – взрывчатое вещество» пойдет высокоскоростной, для данной смеси, детонационный процесс 9. Максимальное время $t_{\text{н.с.р}}^{\text{макс}}$ в течение которого на стенки полости действует нагрузка с параметрами, определяемыми низкоскоростной детонацией, наблюдается в сечении б-б, месте встречи волн 9. Давление взрыва изменяется следующим образом (рис.5).

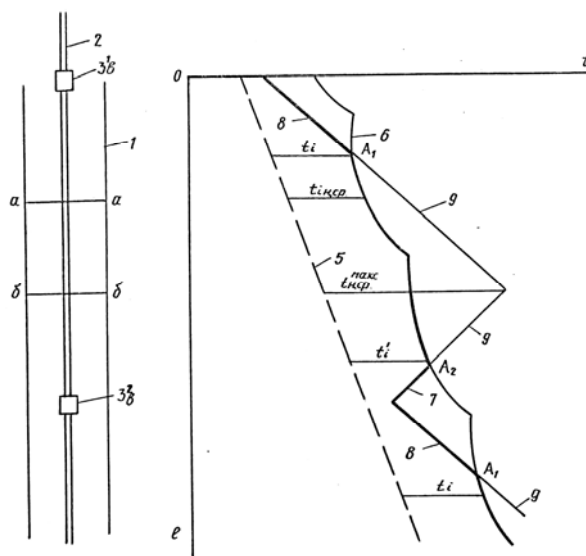


Рис.4. Схема детонационного разложения ВВ скважинного заряда; 1 – скважина; 2 – нити ДШ; 3 – промежуточные детонаторы; 5 - скорость детонации ДШ; 6 – протекание детонации ВВ от взрыва ДШ; 7-8 –линии соответствующие нормальному детонационному процессу; 9 – линия характеризующая детонационный процесс в смеси «частично прореагировавшее ВВ–исходное ВВ»; A_1, A_2 – точки встречи детонационных волн

В низкоскоростной детонации образуются газы с невысоким давлением – участок "а-в" на кривой 10. Потери энергии взрыва на диссипацию незначительны. Затем давление за счет "перехода" на нормальный детонационный режим существенно повышается – участок "в-с", оставаясь все же ниже, чем при обычном взрывании, кривая 11, но выше, чем в случае инициирования только шнурами, – кривая 12. Бризантность взрыва при таком характере нагружения значительно снижается. Кроме того, снижение

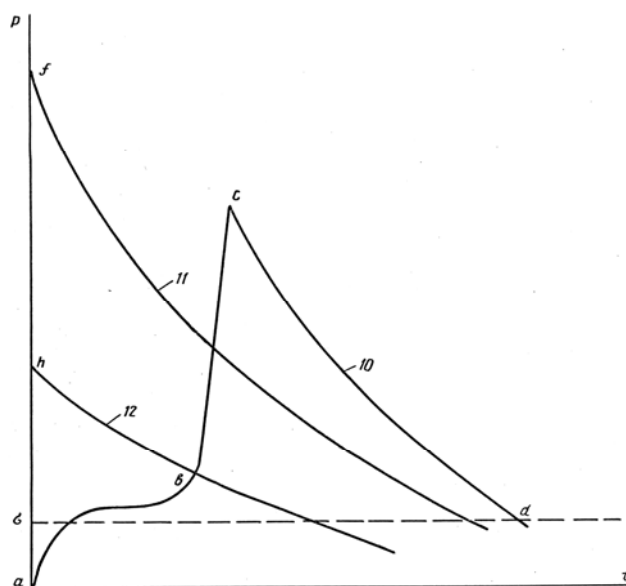


Рис.5. P – t диаграмма изменения давления ПВ в скважинном заряде

давления в средней части заряда способствует увеличению времени приложения нагрузки в верхней и нижней частях заряда, вследствие задержки прорыва продуктов детонации из скважины, что приводит к улучшению проработки верхней и нижней частей уступа.

Предлагаемый скважинный заряд позволяет управлять процессом детонационного разложения взрывчатого вещества, за счет ступенчатого инициирования первоначально удлиненным инициатором малой мощности, а затем промежуточными детонаторами.

Исследования влияния измененных режимов инициирования на показатели работоспособности проводились на карьерах ОАО «Докучаевский ФДК» и комбината «Магнетит» г. Сатка Челябинской обл. (Россия). При этом в шпур диаметром 40мм и глубиной 450мм помещалось 400г ВВ. В случае гранулированных ВВ заряд состоял из 300г испытуемого ВВ и 100г порошкового аммонита №6ЖВ. Инициирование зарядов осуществлялось линейным инициатором (нити ДШ), проложенным вдоль всего заряда, что создавало возможность возбуждения низкоскоростной детонации. Навеска аммонита №6ЖВ, располагаемая в верхней или средней частях заряда, давала возможность возбуждать в заряде нормальный детонационный процесс. После взрыва воронка дробления очищалась от дробленого продукта и производились необходимые измерения для определения ее объема. Результаты опытных взрывов представлены в табл. 1.

Таблица 1

Показатели работоспособности ВВ при различных режимах инициирования

№ п/п	Тип ВВ	Конструкция заряда	Работоспособность ВВ			
			Доломит		Магнетит	
			абсолютная м ³ /кг	относительная %	абсолютная м ³ /кг	относительная %
1	Граммонит 79/21	сплошной	0,533	100	0,246	100
2	Граммонит 79/21	комб. иниц.	0,433	81,2	1,053	428
3	АС - 8	сплошной	0,483	100	0,300	100
4	АС - 8	комб. иниц	0,200	41,4	0,820	273
5	Граммонит 30/70	сплошной	0,496	100	0,358	100
6	Граммонит 30/70	комб. иниц.	0,200	40,3	1,20	335
7	Аммонит №6ЖВ	сплошной	0,600		0,340	

Как видно из приведенных данных комбинированное инициирование позволяет существенно повысить работоспособность ВВ в породах типа магнетита для всех типов ВВ. В доломитах наблюдается снижение работоспособности. Это обусловлено физико-механическими свойствами горных пород, и, кроме того, недостаточно высокой скоростью низкоскоростного детонационного процесса, протекающего в шпуровом заряде гранулированного ВВ, т.к. доломиты обладают более высокой прочностью по отношению к магнетитам [1]. Эффективность такого инициирования была проверена в серии промышленных экспериментов.

Опытно-промышленную проверку эффективности действия зарядов при комбинированном инициировании с использованием нестационарных детонационных режи-

мов проводили на карьерах Докучаевского ФДК и Карагайском карьере Саткинского комбината «Магнезит». Виды взорванной горной массы представлены на рис.6 и 7.

Установлено, что применение комбинированного инициирования позволило в среднеслоистых известняках и в смешанном забое магнезита с доломитами в условиях Карагайского карьера сократить выход негабарита с 2,8% до 1,8%, а в доломитизированных известняках карьеров ДФДК почти в 2,0 раза (с 15,0% до 8,0%).



Рис.6. Вид взорванной горной массы при взрывании доломитизированных известняков (Восточно-Доломитный карьер ДФДК)
а) экспериментальный участок; б) контрольный участок



Рис.7. Вид взорванной горной массы при взрывании доломитов (Доломитный карьер ДФДК)
а) экспериментальный участок; б) контрольный участок

Проведенные экспериментальные взрывы показали, что использование комбинированного инициирования позволяет достичь существенного снижения выхода негабаритных фракций и позволяет получить более равномерное дробление, что достигается за счет снижения P_n и увеличения времени действия взрывной нагрузки.

Библиографический список

1. Клочко И.И. Оптимизация параметров нагружения горных пород взрывом / И.И. Клочко // Известия Донецкого горного института. – 2001 – №2 – С. 46–49.
2. Оберемок О.Н. Исследование и совершенствование взрывания вязких магнетитовых пород / О.Н. Оберемок, Л.В. Гонохова, И.И. Клочко и др. // Огнеупоры. – 1978. – №10 – С.23–29.
3. Комбинированный инициатор промышленных ВВ: А.С. № 797311 (СССР) / О.Н. Оберемок, И.И. Клочко, В.В. Миловатский и др.; опубл. в Б.И. №14, 1980.
4. Скважинный заряд: А.С. № 871595 (СССР) / О.Н. Оберемок, Л.В. Гонохова, И.И. Клочко и др.; опубл. в Б.И. №23. 1981.
5. Колонковый заряд грубодисперсных промышленных ВВ: АС №828807 (СССР) / Е.Г. Баранов, О.Н. Оберемок, И.И. Клочко и др.; опубл. в Б.И. №17, 1981 г.

Надійшла до редколегії 11.10.2009

Представлено конструкції свердловинних зарядів ВР із використанням нестационарних режимів детонаційного перетворення й результати експериментальної перевірки вибухової відбійки флюсових порід на кар'єрах.

Ключові слова: свердловинні заряди, детонація, вибухові матеріали, кар'єри будівельних матеріалів

The constructions of explosive substances of holes ES under condition of non-standard detonation under explosion of fluxes rocks at open-pit mines are being described here.

Key words: explosive substances; fluxes rocks at open-pit mines; of detonation products

УДК 622.8

Н.С. БІЛА (ст.викл., ДонНТУ)

О.В. ПОЛЄВА (асист., ДонНТУ)

ПРОФІЛАКТИКА НЕЩАСНИХ ВИПАДКІВ НА ВИРОБНИЦТВІ

У статті проведено огляд стану виробничого травматизму на підприємствах Київського району за 2007-2009 роки, у залежності від видів подій, що призвели до нещасного випадку.

Ключові слова: нещасний випадок, фонд соціального страхування, травматизм

Перехід України у 90-х роках минулого століття до ринкових відносин при одночасному функціонуванні застарілої системи соціального забезпечення, коли власник підприємства повинен був відшкодувати шкоду нанесену здоров'ю працівників під час виконання ним професійних обов'язків, а також закриття великої кількості підприємств призвели до зростання заборгованості перед потерпілими на виробництві, безробітними, пенсіонерами.

Перед новою незалежною державою Україна, постало завдання, здійснити реформування системи соціального забезпечення замінивши її на систему соціального страхування. На даний час в Україні створен і діє Закон України «Про загальнообов'язкове державне соціальне страхування від нещасного випадку на виробництві та професійного захворювання, які спричинили втрату працездатності». Затверджена національна, галузеві і регіональні програми поліпшення стану безпеки, гігієни праці

виробничого середовища, розвиток виробництва засобів індивідуального захисту працівників.

Для підприємств і організацій, підприємців усіх форм власності, спеціалістами відділення надається практична допомога в рішенні умов праці, у частині консультацій з питань охорони праці, а також розробки і введенню в дію «Системи управління охороною праці», що спрямована на збереження життя, здоров'я і працездатності людини в процесі трудової діяльності. Участь страхового експерта з охорони праці відділення в розслідуванні нещасних випадків на виробництві дозволило домогтися своєчасного і якісного їхнього розслідування і співробітництво з іншими органами і службами, що здійснюють нагляд і контроль за охороною праці, сприяє зниженню рівня виробничого травматизму на підприємствах, зареєстрованих у відділеннях Фонду. У кожному районі міста діє система оповіщення про нещасні випадки на виробництві. Згідно п.10 «Порядку розслідування і ведення обліку нещасних випадків, профзахворювань і аварій на виробництві», затвердженого постановою Кабінету Міністрів України № 1112 від 25.08.2004 року, роботодавець зобов'язаний негайно повідомити про нещасний випадок у відділення Фонду з використанням засобів зв'язку.

Несвоєчасне інформування відділення Фонду, про нещасний випадок, що стався, причиняє накладення штрафу на керівника підприємства від 8 до 15-ти неоподаткованих податком мінімумів доходів громадян (ст.165 «Кодексу України про адміністративні правопорушення»).

Фонд соціального страхування від нещасних випадків надає страхувальникам необхідні консультації, сприяє у створенні ними та реалізації ефективної системи управління охороною праці. Бере участь: у розробленні центральними органами виконавчої влади національної та галузевих програм поліпшення стану безпеки, умов праці і виробничого середовища та їх реалізації; у навчанні, підвищенні рівня знань працівників, які вирішують питання з охорони праці; в організації розроблення та виробництва засобів індивідуального захисту працівників; у здійсненні наукових досліджень у сфері охорони праці. Перевіряє стан профілактичної роботи та охорони праці на підприємствах, бере участь у розслідуванні групових нещасних випадків, нещасних випадків із смертельними наслідками та з можливою інвалідністю, а також професійних захворювань. Веде пропаганду безпечних та нешкідливих умов праці, організовує створення тематичних кінофільмів, радіо - і телепередач, видає та розповсюджує нормативні акти, підручники, журнали, іншу спеціальну літературу, плакати, пам'ятки тощо з питань соціального страхування від нещасних випадків та охорони праці. Бере участь у розробленні законодавчих та інших нормативних актів про охорону праці. Вивчає та поширює позитивний досвід створення безпечних та шкідливих умов виробництва. Надає підприємствам на безповоротній основі фінансову допомогу для розв'язання особливо гострих проблем з охорони праці;

З ознайомленням роботи Фонду соціального страхування від нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань України можливо відмітити, що завданнями страхування від нещасного випадку є проведення профілактичних заходів, спрямованих на усунення шкідливих і небезпечних заходів та виробничих факторів, запобігання нещасним випадкам на виробництві, професійним захворюванням та іншим випадкам загрози здоров'ю застрахованих, викликаним умовами праці. Відновлення здоров'я та працездатності потерпілих на виробництві від нещасних випадків або професійних захворювань. Відшкодування матеріальної та моральної шкоди застрахованим і членам їх сімей.

Проведен огляд стану виробничого травматизму на підприємствах Київського району. Результати приведені у таблиці 1.

У порівнянні з 2007 роком рівень травматизму у районі у 2008 року зменшився на 3 випадки, але якщо взяти до уваги окрему галузь, найбільше нещасних випадків сталися у галузі, яка пов'язана з підземним видобуванням вугілля. Якщо в інших галузях промисловості старіння виробничих фондів призводить, в основному, до зниження продуктивності праці, то у вугільній – ставить під загрозу життя і здоров'я тисяч шахтарів.

Таблиця 1

Аналітичний огляд стану виробничого травматизму на підприємствах у Київському районі

	Всього по району			Підземне видобування кам'яного вугілля		
	2007	2008	2009 (півріччя)	2007	2008	2009 (півріччя)
Види подій, що призвели до нещасного випадку						
1 дорожньо-транспортна пригода	23	15	-	10	4	-
1.1 наїзд транспортних засобів	12	7	-	8	3	-
2 падіння потерпілого	93	81	19	64	50	11
2.1 під час пересування	55	48	14	44	32	10
2.2 з висоти	21	19	3	9	9	-
2.3 в колодязі, ємності, ямі тощо	2	1	-	-	1	-
3. падіння, обрушення, обвал предметів, матеріалів, породи, ґрунту тощо	151	150	28	125	128	27
3.1 обрушення, обвалення будівель, споруд та їх елементів	1	9	-	1	4	-
3.2 обвалення та обрушення породи	99	97	21	89	90	20
4. дія предметів та деталей що рухаються, розлітаються, обертаються	56	33	6	29	11	6
4.1 дія рухомих і таких що обертаються деталей	38	25	6	20	7	6
5. ураження електричним струмом	3	2	-	3	1	-
6. інші види	71	116	34	60	95	27
Причини нещасного випадку						
1. недосконалість технологічного процесу, цього невідповідність вимогам безпеки	4	5	-	4	1	-
2. незадовільний технічний стан	20	6	1	15	2	1
2.1 виробничих об'єктів, будинків	8	3	-	7	-	-
2.2 засобів виробництва	5	1	-	2	-	-
2.3 транспортних засобів	2	-	-	1	-	-
3. порушення технологічного процесу	14	13	4	12	10	4
4. порушення вимог безпеки під час експлуатації обладнання	4	4	2	3	2	1
5. незастосування засобів індивідуального захисту	5	-	4	5	-	3
6. порушення трудової і виробничої дисципліни	302	317	65	236	253	53
6.1 невиконання посадових обов'язків	54	45	9	40	35	7
6.2 невиконання вимог інструкцій з охорони праці	246	261	54	195	216	44

Вугільна промисловість є найбільш ризиковою і з погляду на небезпеку виникнення вибухів та пожеж, ініційованих вибухами метану або викидами вугільного пилу в очисних та прохідницьких виробках.

Як показує аналіз виробничого травматизму, основними причинами його високого рівня у вугільній промисловості залишаються:

- невиконання вимог інструкцій з охорони праці потерпілим;
- особиста необережність потерпілого;
- недостатній контроль з боку інженерно-технічних працівників підприємств за виконанням підлеглих персоналом вимог правил і норм техніки безпеки.

Спільна діяльність, яка передбачена Законом «Про загальнообов'язкове державне соціальне страхування від нещасних випадків на виробництві та професійних захворювань України, що привели до втрати працездатності», дозволить вирішувати питання до підвищення якості життя, зниженню захворюваності, зростанню продуктивності праці, зміцненню економіки держави.

Надійшла до редколегії 24.02.2010

В статье приведен анализ состояния производственного травматизма на предприятиях Киевского района за 32007-2009 годы, в зависимости от видов событий, которые привели к несчастному случаю.

Ключевые слова: несчастный случай, фонд социального страхования, травматизм

In article the analysis of a condition of an industrial traumatism at the enterprises for 2007-2009 years is resulted, depending on kinds of events which have led to accident.

Keywords: accident, fund of social security, traumatism

УДК 621

А.Г. ТАТЬЯНЧЕНКО (д-р техн. наук, проф., ДонНТУ)

А.П. КАЮН (зам. ген. дир. угольной компании «Красноармейская-Западная №1» по энергомеханической службе и внедрению новой техники)

И.Н. ЛАППО (инж., ДонНТУ)

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПЕРСПЕКТИВЫ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ЭКСПЛУАТАЦИИ ШАХТНОЙ КРЕПИ

Рассмотрены проблемы эксплуатации механизированной шахтной крепи в условиях угольной компании «Красноармейская-Западная №1». Выявлены характерные особенности и возможные причины выхода из строя крепи. Определены перспективные технологические направления повышения эксплуатационных характеристик крепи в условиях данной шахты.

Ключевые слова: механизированная крепь, повреждения, восстановление, защитные покрытия, механический износ, коррозионный и химический износ, дисперсные керамические покрытия, полимерные покрытия, гидроуропластик

Проблема и ее связь с научными или практическими исследованиями

Шахтная крепь является одним из важнейших компонентов горношахтного оборудования (ГШО), определяющих работоспособность и производительность всего очистного забоя. В настоящее время современные механизированные секции шахтной крепи представляют собой сложные дорогостоящие самодостаточные механизмы, способные поддерживать нормальное состояние кровли за очистным забоем и тем самым обеспечивать необходимые условия для работы всего забоя. Нормальная работа и выполнение эксплуатационных функций таких комплексов в значительной степени зависят от точности изготовления как всего комплекса, так и отдельных его узлов, и в первую очередь ее основного элемента – контактной пары гидроцилиндра. Практика эксплуатации механизированных секций шахтной крепи показывает, что любые отказы в работе гидроцилиндра крепи являются причиной демонтажа и ремонта всей секции. Помимо очевидных экономических потерь демонтаж и замена секций крепи может стать причиной нарушения работы всего забоя. Анализ причин отказов гидроцилиндров показывает, что основной причиной отказа является нарушение нормального функционирования контактных пар гидроцилиндра. Поэтому к точности изготовления элементов контактной пары гидроцилиндра предъявляются повышенные требования, а развитие и совершенствование технологических процессов изготовления таких элементов с целью повышения их эксплуатационных характеристик является важной народнохозяйственной и научной проблемой.

Анализ исследований и публикаций

Особенно актуально эта проблема стоит при обеспечении стабильной бесперебойной работы передовых угольных предприятий, к которым относится угольная компания «Красноармейская-Западная» (УК «КЗ»). Для обеспечения эффективной работы таких предприятий ко всему ГШО, и в том числе, к шахтной крепи предъявляются повышенные требования по надежности работы в пределах всего планового эксплуатационного периода. Поэтому руководство угольной компании постоянно поддерживает передовые инновации, способные повысить эксплуатационные характеристики шахтной крепи. Так, в 2005 году на УК «КЗ» была принята комплексная программа [1] ремонта и восстановления секций крепи непосредственно в условиях цеха РГО угольной компании согласно существующих техпроцессов. Однако реализация этой программы

показала неэффективность такого подхода и выявила необходимость решения проблемы повышения работоспособности механизированной крепи за счет совершенствования технологических процессов изготовления и восстановления крепи и способов механической обработки элементов гидроцилиндра как на заводах-производителях, так и в условиях цеха РГО.

Постановка задачи

Поэтому данная работа посвящена анализу особенностей эксплуатации шахтной крепи в условиях угольной компании «Красноармейская-Западная», технологических процессов изготовления и восстановления элементов гидроцилиндра и выработке перспективных направления их совершенствования.

Изложение материала и результаты

Анализ условий эксплуатации и экономической эффективности шахтной крепи в условиях УК «Красноармейская-Западная». Шахта «Красноармейская-Западная-1», базовое предприятие одноименной угольной компании, введена в эксплуатацию в октябре 1990 года и с самого начала проектировалась и строилась (начато строительство в 1976 году) с учетом повышенной жесткости и агрессивности шахтных вод, имеющих сложный химический и минеральный состав. Шахта является сверхкатегорийной и опасной по внезапным выбросам угля и пыли. Для обеспечения нормальной экологической обстановки на прилегающей территории шахта проводит целый комплекс технических и технологических мероприятий по очистке и повторному использованию шахтных вод. Однако, наибольшую опасность агрессивные шахтные воды представляют для рабочего и технологического оборудования шахты, снижая его производительность и рабочий ресурс. Одним из наиболее уязвимых видов горношахтного оборудования, страдающих от вредного воздействия агрессивных вод, являются механизированные секции шахтной крепи.

Расходы на поддержание в рабочем состоянии существующих и закупку новых секций крепи составляют значительную долю статьи расхода шахты на очистное оборудование. Так, в 2008 году на закупку новых секций крепи было затрачено 277,5 млн. грн. или 65,1% годовых затрат на закупку нового ГШО, а на ремонт находящихся в эксплуатации секций – 58,8 млн. грн. или 57% годовых затрат на ремонт ГШО. Поэтому в настоящее время актуальной является не только проблема повышения эксплуатационных характеристик, но и эффективности их восстановления.

Основными причинами выхода секций крепи из строя являются повреждения поверхностного слоя контактных элементов гидростойки – сколы, задиры, коррозионное разрушение и другие повреждения. В настоящее время не существует единого мнения о причинах возникновения вышеуказанных повреждений крепи. Основными существующими гипотезами являются гипотезы абразивного и адгезионного износа, согласно которых повреждения поверхности элементов контактной пары гидроцилиндров происходит в результате попадания в контактную зону микрочастиц пыли и породы. Однако эти гипотезы не всегда объясняют причины появления раковин и кольцевых задириков. Появление таких дефектов и других локальных повреждений может быть объяснено только неизвестными сложными химическими процессами, связанными с попаданием агрессивных шахтных вод в рабочую зону. Существует рабочая научная гипотеза, согласно которой возникновение локальных повреждений поверхностей контактных пар гидроцилиндров происходит в очагах концентрации капель взвеси угольной пыли в воде в результате ее генезиса и преобразования в угольную кислоту сложного состава. Эта гипотеза подтверждается многочисленными наблюдениями за состоянием рабочих поверхностей гидроцилиндров в условиях шахты «КЗ-1». Согласно данных ремонтномеханической службы шахты в течение 5-6 дней угольная взвесь регенерируется, затвердевает и приобретает характерный коричневый оттенок. В зоне контакта взве-

си на рабочих поверхностях, в том числе на поверхностях из нержавеющей стали, появляются характерные раковины. Однако исследовать эволюцию этого процесса в настоящее время не представляется возможным ввиду неисследованного состава взвеси после ее генезиса и неисследованного механизма воздействия взвеси на поверхности с качественным покрытием, повреждение которых не может быть объяснено только химическим воздействием. Поэтому решение проблемы повышения рабочего ресурса секций механизированной крепи необходимо искать сразу в нескольких направлениях. Во-первых, это повышение эффективности защитных покрытий рабочих поверхностей гидроцилиндров. Во-вторых, поиск эффективного противодействия агрессивному воздействию шахтных вод. В-третьих, поиск новых дифференцированных подходов к эксплуатации секций крепи с учетом предполагаемого времени и места их работы.

Анализ существующих модификаций шахтной крепи и технологических процессов изготовления и восстановления элементов гидроцилиндров. На шахте «КЗ-1» в настоящее время используются современные механизированные крепи ДМ и ЗКД90 производства Дружковского машиностроительного завода (г. Дружковка, Украина), MVPO производства T Machinery A.S (Чехия) и другие. По состоянию на 1 января 2009 года на шахте числилось 3480 единиц секций крепи, в том числе ЗКД90 – 1897 шт., ДМ – 564 шт., MVPO – 377 шт., МКЮ – 298 шт., КМП – 122 шт., ДВТ – 135 шт. В 2008 году шахта закупила 570 единиц секций крепи, в том числе КМП – 162, МКЮ – 228, ДВТ – 180 шт.

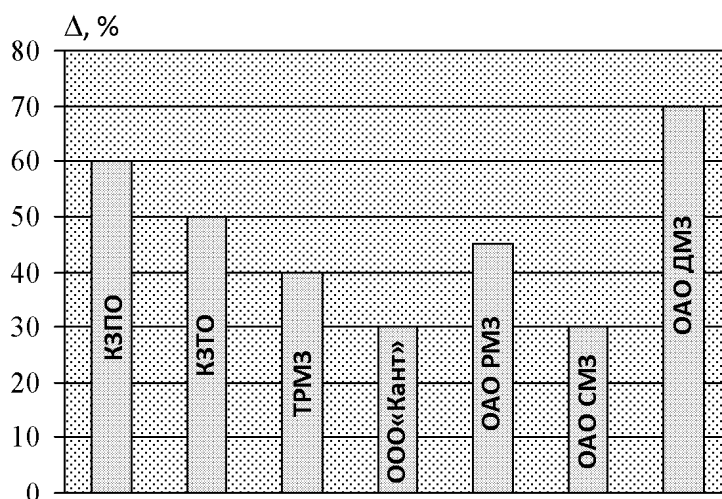


Рис.1. Отношение стоимости восстановления поврежденных секций к стоимости новой секции крепи

Практика эксплуатации механизированной крепи отмеченных выше и других моделей в условиях шахты «КЗ-1» показала, что все существующие виды защитных покрытий контактных поверхностей гидроцилиндра не в состоянии надежно противостоять агрессивному воздействию шахтных вод и воздушной среды. В этих условиях основным направлением работы являются поиск новых перспективных и, вместе с тем, экономически выгодных технологий изготовления новых и восстановления поврежденных секций крепи. Так, одним из возможных вариантов снижения стоимости восстановления поврежденных секций крепи стала отмеченная выше программа организации их полного ремонта в условиях цеха РГО шахты. Однако, эта программа не дала положительных результатов в значительной степени из-за отсутствия экономической заинтересованности ремонтных заводов в организации такого производства на шахте «КЗ-1». Тем не менее, в ходе реализации программы был сделан технологический и эконо-

мический анализ существующих технологий восстановления поврежденных поверхностей элементов гидростоек в условиях различных ремонтных заводов. Экономический анализ (рис. 1) показал, что стоимость восстановления поврежденных секций в условиях различных заводов составляет от 30 до 70% от стоимости новой секции. При этом наиболее дорогостоящим (70-80%) является ремонт поврежденных секций в условиях Дружковского машиностроительного завода, который является основным поставщиком новых секций крепи (модели ДМ и ЗКД90). Это, очевидно, связано с тем, что технология ремонта на этом заводе предусматривает замену поврежденных элементов на новые, а не их восстановление (табл.1). Для снижения стоимости восстановления поврежденных секций этих моделей крепи шахта вынуждена искать возможности их восстановления на других ремонтных заводах, часто с ущербом для качества. Поэтому проблема организации собственного ремонтного производства остается по-прежнему актуальной. С этой целью шахта приобрела ряд машиностроительных заводов в Германии и России, однако их географическая удаленность ставит под сомнение экономическую эффективность организации ремонта крепи на этих предприятиях. Их следует рассматривать скорее как базу для организации производства элементов крепи с перспективными защитными покрытиями.

Маркетинговый анализ показал, что основную долю (44,9%) в сметной стоимости восстановления поврежденных секций крепи составляет ремонт гидростоек, восстановление которых является наибольшей технологической проблемой. Анализ тех-

Таблица 1

Технологии восстановления гидростоек на ремонтных предприятиях

Ремонтный завод	Технология восстановления гидростойки
Красноармейский завод промышленного оборудования (КЗПО)	«Чулкование» поврежденных поверхностей при помощи тонкостенных нержавеющей втулок с толщиной стенки от 0,75 до 1,2 мм (Технология DURACHROM)
Красноармейский завод технологического оборудования (КЗТО)	Наплавка нержавеющей сталью с последующей доводкой восстановленных поверхностей
Торезский ремонтно-механический завод (ТРМЗ)	Наплавка нержавеющей проволокой или замена поврежденных элементов на новые
ООО «КАНТ»	Наплавка нержавеющей проволокой или замена поврежденных элементов на новые
ОАО «Рутченковский машиностроительный завод»	Наплавка обычной проволокой с последующим нанесением защитного покрытия в гальванике или наплавка нержавеющей проволокой
ОАО «Свердловский машиностроительный завод»	Наплавка обычной проволокой с последующим нанесением защитного покрытия в гальванике
ОАО «Дружковский машиностроительный завод»	Замена поврежденных элементов на новые

нологий восстановления поврежденных гидростоек на различных ремонтных заводах (табл.1) показывает, что существующие в настоящее время технологии универсальны и надежны, однако они не учитывают специфики работы ГШО в условиях «КЗ-1». При этом основными проблемами является то, что восстановленные металлические защитные покрытия не обеспечивают должную сопротивляемость открытых поверхностей

гидростоек и других элементов гидроцилиндров крепи механическому, коррозионному и химическому износу и не учитывают горно-геологические особенности шахты.

Определение перспективных путей повышения эффективности эксплуатации секций механизированной крепи в условиях шахты «КЗ-1». Проведенный выше анализ показал, что основой причиной выхода их строя секций крепи на шахте «КЗ-1» является повреждение рабочих поверхностей элементов гидроцилиндров вследствие механического, коррозионного и химического износа. Поэтому решение проблемы повышения эксплуатационных характеристик секций крепи в условиях шахты «КЗ-1» может быть достигнуто прежде всего за счет обеспечения надежности работы этих элементов. Поскольку надежность работы всего ГШО в условиях шахты «КЗ-1» обусловлена воздействием целого ряда объективных и субъективных факторов, очевидно, что решение этой проблемы может быть получено только на основе комплексных исследований работы секций крепи с учетом особенностей протекания различных горно-геологических, физико-химических и технологических процессов и с учетом времени, места, характера и других особенностей эксплуатации крепи.

Пути решения этой проблемы в экономическом и научном аспекте необходимо искать в трех основных направлениях – устранение или минимизация негативного влияния на работу ГШО агрессивных шахтных вод и воздушной среды на шахте «КЗ-1», совершенствование защитных покрытий рабочих поверхностей гидроцилиндров и дифференциация технологических процессов нанесения защитных покрытий с учетом особенности работы конкретных секций крепи и их отдельных элементов.

Таблица 2

Перспективные технологии восстановления и повышения эффективности эксплуатации элементов гидростоек

Базовое предприятие	Технология
Донецкий национальный технический университет (ДонНТУ)	Ионно-плазменное напыление (5-10мкм)
Донецкий национальный технический университет (ДонНТУ)	Мелкодисперсное керамическое напыление
Предприятие ESSER, Германия	Полимерное антикоррозионное покрытие гидродюропластик

Устранение негативного влияния агрессивных шахтных вод и воздушной среды в условиях шахты «КЗ-1» представляет собой сложную научную проблему. Ее решение может быть получено только в результате взаимодействия научного потенциала целого ряда теоретических (общей химии, физики) и прикладных (физического материаловедения, электротехники) наук. Даже частичное решение этой проблемы позволит снизить агрессивное внешнее воздействие не только на элементы крепи, но и на другое шахтное оборудование, что позволит значительно увеличить его рабочий ресурс и экономическую эффективность. Поэтому развитие этого направления может принести значительный экономический эффект.

Совершенствование защитных покрытий рабочих поверхностей гидроцилиндров является основным направлением повышения эффективности эксплуатации секций механизированной крепи в условиях шахты «КЗ-1». Наиболее перспективным в плане отмеченных ранее проблем эксплуатации крепи в условиях шахты «КЗ-1» представляется использование технологий нанесения износостойких неметаллических покрытий на рабочие поверхности гидроцилиндров. В настоящее время в машиностроении все более широкое применение находят ионно-плазменное напыление [2], дисперсные керамические покрытия [3], полимерные покрытия (гидродюропластик). Технологии нанесения

таких покрытия достаточно апробированы (табл.2), однако их адаптация применительно к технологиям изготовления элементов гидроцилиндров и условиям эксплуатации в условиях агрессивной внешней среды шахты «КЗ-1» является серьезной научной и технологической задачей, которая должна решаться совместно с первым направлением.

Первые два направления являются глобальными и наукоемкими как для теоретической, так и для практической науки. Однако их реализация сопряжена с длительным временем их разработки и значительными затратами на их реализацию. В то же время с учетом огромных затрат на эксплуатацию механизированных крепей значительный экономический эффект может быть получен за счет оптимизации условий эксплуатации и технологических процессов изготовления секций крепи применительно к шахте «КЗ-1». Оптимизация может быть достигнута, например, за счет дифференцированного подхода к нанесению дорогостоящего защитного покрытия и выбора его типа в зависимости от условий эксплуатации конкретных секций, а также за счет дифференцированного подхода к эксплуатации секций крепи в условиях особенностей напряженного состояния кровли при проведении горных работ на шахте «КЗ-1». Развитие этого направления непосредственно связано с первыми двумя, однако может дать экономический эффект даже при существующих условиях эксплуатации и моделей крепи.

Все вышеизложенное показывает, что решение проблемы повышения эффективности эксплуатации секций механизированной крепи в условиях шахты «КЗ-1» может быть получено только на комплексных научных исследованиях с привлечением высококвалифицированных специалистов в различных отраслях науки и техники, а также специалистов шахты. При этом научной основой для поиска перспективных решений данной проблемы должны стать анализ и систематизация данных о характере и особенностях повреждений элементов крепи, времени и месте их эксплуатации, особенностей проведения горных работ и структуры шахтных вод в зоне очистного забоя. Только на основе этих всеобъемлющих данных можно получить научно обоснованные решения, позволяющие решить данную проблему.

Выводы и направление дальнейших исследований

Проведенный анализ позволил выявить особенности и проблемы эксплуатации механизированных секций шахтной крепи в условиях угольной компании «Красноармейская-Западная», обосновать необходимость комплексного подхода к решению этой проблемы и определить наиболее перспективные направления ее решения. С учетом проведенного анализа установлены первоочередные научные и практические задачи, среди которых:

- разработка «Комплексной программы повышения эффективности эксплуатации секций механизированной крепи в условиях угольной компании «Красноармейская-Западная»;
- оптимизация существующих технологических процессов изготовления гидроцилиндров секций шахтной крепи, обеспечивающей повышение их эксплуатационных характеристик;
- внедрение новых перспективных технологий нанесения защитных покрытий рабочих элементов гидроцилиндров на основе плазменного напыления и неметаллических покрытий;
- разработка, обоснование и внедрение перспективных технологий защиты металлических поверхностей от агрессивного воздействия внешней среды.

Библиографический список

1. Программа ремонта шахтной крепи (полный ремонт в условиях цеха РГО шахты). – ОАО Угольная компания Шахта Красноармейская-Западная. – 2005. – №1. – 12с.

2. Михайлов А.Г. Ионно-плазменные вакуумные покрытия – основа широкого повышения качества изделий машиностроения / А.Г. Михайлов, В.А. Михайлов, Е.А. Михайлова // Прогрессивные технологии и системы машиностроения: международный сб. научных трудов. – 2004. Вып.28. – С. 108–115.

3. Технологическое обеспечение качества изготовления деталей с износостойким покрытием / Ю.К. Новоселов, С.П. Кулагин, С.Л. Леонов и др. – Новосибирск: Издательство Новосибирского университета, 1993. – 205 с.

Надійшла до редколегії 13.10.2009

Розглянуті проблеми експлуатації механізованого шахтного кріплення в умовах вугільної компанії «Красноармійська-Західна №1». Виявлені характерні особливості і можливі причини виходу з ладу кріплення. Визначені перспективні технологічні напрями підвищення експлуатаційних характеристик кріплення в умовах даної шахти.

Ключові слова: механізоване кріплення, пошкодження, відновлення, захисні покриття, механічний знос, корозійний і хімічний знос, дисперсні керамічні покриття, полімерні покриття, гідродіуропластик

The problems of exploitation of mechanized mine timbering are considered in the conditions of coal company «Krasnoarmeyskaya-zapadnaya 1». Characteristic features and possible reasons of death are exposed of timbering. Perspective technological directions of increase of operating descriptions of timbering are certain in the conditions of this mine.

Key words: mechanized timbering, damages, renewal, sheeting, mechanical, corrosive and chemical wear, ceramic coverage's of dispersions, polymeric coverage's, gidrodyuroplastik

УДК 622.831.322

А.М.СИМОНОВ (территориальное управление Госгорпромнадзора по Донецкой обл.)

В.И.НИКОЛИН (д-р.техн.наук, проф., ДонНТУ)

С.В.ПОДКОПАЕВ (д-р.техн.наук, проф., ДонНТУ)

О.Г.ХУДОЛЕЙ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

Е.А.ТЮРИН (инж., ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ВЫБРОСОВ УГЛЯ И ГАЗА ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТЫХ И КРУТОНАКЛОННЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

Рассмотрены некоторые особенности предотвращения выбросов угля и газа при разработке крутых и крутонаклонных угольных пластов. На примере многочисленных аварий сделаны выводы, направленные на повышение безопасности труда при разработке выбросоопасных пластов на больших глубинах.

Ключевые слова: выброс угля и газа, безопасность труда, охрана труда, призабойная часть крутого угольного пласта, вскрытие угольных пластов, обрушение боковых пород

Вскрытие выбросоопасных угольных пластов производится в соответствии с [1] по единой технологической схеме, заключающейся в следующем. При приближении полевой выработки к пласту прогнозируется его выбросоопасность в месте вскрытия, затем в зависимости от результатов, устанавливается необходимость применения конкретного способа предотвращения выброса, производится вскрытие пласта сотрясательным взрыванием и только тогда продолжается проведение выработок.

В этой технологической схеме ни в [2], ни в [1] не учитывалась одна следующая принципиальная особенность разработки крутых и крутонаклонных пластов. Более 50 лет тому назад под научным руководством проф. Артемова А.В. исследовалась зависимость прочности угля призабойной части лав крутых пластов при загазировании выработок [3, 4]. Тогда, при проведении экспериментов в шахтных условиях, впервые, было установлено снижение в 3-5 раз прочности угля призабойной части пласта при загазировании лавы, выражавшееся в уменьшении скорости свежей воздушной струи до ве-

личины менее 1 м/с. При этом наблюдалось интенсивное отслаивание угля, перераставшее в высыпание – обрушение (ГДЯ). Описанное явление имело обратимый характер при изменении режима проветривания. Под изменением режима проветривания понималось увеличение скорости свежей воздушной струи в призабойной части лав крутых пластов до величины не менее 1,5 – 2,0 м/с. Было так же установлено, что при скорости воздушной струи более 1,0 – 1,5 м/с поступающий из массива на поверхность забоя метан воздушной струей может срываться, не приводя к снижению прочности угля и не вызывая его отслоений [3, 4].

Достоверность и опасность описанного явления, дополнительно доказывалось в [5] на примерах двух обрушений – высыпаний, происшедших при разработке крутого пласта m_5 Куцый на шахте им. Гаевого.

Мощность пласта m_5 в условиях шахты выдержанная $m=1,2 - 1,4$ м. Очистная линия лавы имеет потолкоуступную форму, $X=20 - 25\text{м}^3/\text{т.с.б.м.}$, $V^{\text{daf}}=19 - 21\%$. Строение сложное, многопачечное (рис. 1. а, б). Пласт разрабатывался под полной и эффективной защитой пласта m_5 Грицынка. Мощность пород междупластья $M=11,6 - 14,5$ м.

По данным актов специального расследования было установлено, что причиной аварии, произошедшей при разработке пласта m_5 в западном крыле шахтного поля, было несвоевременное – запоздалое возведение крепи в полости, обнажившейся после выпуска разрушенного угля. При этом выемка угля на аварийном участке не производилась. Выпуск разрушенного угля был произведен на сопряжении уступов №9 и №8. Никакая связь с газовой обстановкой в лаве в акте не отмечалось [5].

Комиссия расследовавшая аварию произошедшую в восточном крыле, отметила, что в рассматриваемом случае наряд предусматривал выемку угля в уступах №6 и №7. На момент аварии лава пласта m_5 находилась на участке, характеризующимся максимальным газовыделением. Акты комиссий, выполнявших специальные расследования, были дополнены инструментальными измерениями концентраций метана. Из анализа приведенных в [5] графиков следует, что общий объем выделившегося газа от 21 к 23 декабря (день аварии, 1998г.) непрерывно возрастал. Если принять уровень первого дня за единицу, то к третьему дню он возрос в 2,4 раза. Было установлено, что через несколько минут после начала выемки произошло обрушение нависающего массива. На основании анализа ситуаций в [5] был сделан вывод о том, что изменение режима проветривания вполне может рассматриваться как низкзатратный способ предотвращения обрушений, а их причины в лавах крутых выбросоопасных пластов не должны рассматриваться без учета газового фактора.

К природному явлению, вскрытому и объясненному проф. Артемовым А.В., следует добавить открытие ДонНТУ нового явления – деформаций генетического возврата (ДГВ), возникающих и развивающихся после разгрузки углепородного массива [6]. Оно, естественно, относится к той части угольного пласта, которая находится непосредственно над горизонтальной подготовительной выработкой крутопадающих массивов и увеличивает склонность угля нависающего массива к обрушениям – высыпаниям.

Для раскрытия некоторых особенностей предотвращения выбросов угля при разработке крутых и крутонаклонных угольных пластов, с учетом изложенных нами положений, рассмотрим последние аварии, произошедшие на шахте им. К.Маркса ГП “Орджоникидзеуголь” при разработке пласта l_3 Мазурка.

По состоянию на 01.09.2009г. по данным МакНИИ при разработке шахтопласта зарегистрировано 15 выбросов угля и газа, 8 обрушений угля. Пласт l_3 склонен к самовозгоранию. Стратиграфическая колонка пласта l_3 представлена на рис 1.в.

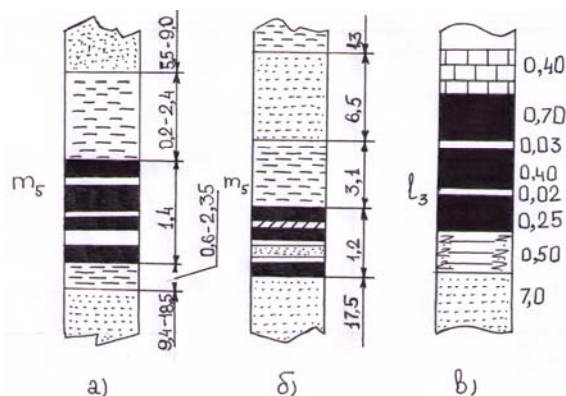


Рис.1. Стратиграфическая колонка пласта m_5 Куцый шахты им.Гаевого на восточном (а) и западном (б) крыле и пласта l_3 Мазурка (в) шахты им. К.Маркса

Первый внезапный выброс при разработке пласта l_3 на ш. им. К.Маркса произошел при ведении горных работ на гор.500м при его спокойном залегании и угле падения 68 - 70°. Мощность пласта колебалась в пределах 1,13 – 2,5м и в среднем составляла $m=1,6$ м, $A^c=9,6\%$, $V^{daf}=23\%$, $W=13\%$.

В 2001г. пласт l_3 Мазурка был вскрыт восточным фланговым квершлагом гор.1000м. Вскрытие внезапным выбросом не сопровождалось. Однако при отходе забоя пласта всего на 1м, но через 20 суток, когда нависающий массив оставался обнаженным и никакие работы по проведению квершлага не производились, произошел выброс угля интенсивностью 700т. По мнению комиссии, расследовавшей аварию, причиной выброса явилось “обрушение угля нависающего массива из-за нарушения параметров и технологии возведения каркасной крепи”.

В связи с этим и в соответствии с [1] пласт l_3 Мазурка – запад был отнесен в месте вскрытия к выбросоопасным ($g=6,38$ л/мин), а для предотвращения выброса угля и газа была применена каркасная крепь.

На момент последней аварии запасы разрабатывались на гор.1000м, вентиляционным горизонтом являлся гор.875м. Горные работы велись в 5 лавах и 11 подготовительных выработках.

Вскрытие выбросоопасного и склонного к самовозгоранию пласта в 2008г. производилось сотрясательным взрыванием и выбросом угля и газа не сопровождалось. После вскрытия, для предотвращения пожара была установлена бетонная перемычка. Работы по возведению продолжались 10 суток. В это время произошло обрушение угля нависающего массива, что привело к образованию в угольном пласте “купола” высотой по восстанию примерно 0,5м, по мощности пласта 1,8м, т.е. объемом примерно 3м^3 . Образовавшаяся пустота негорючими материалами заполнена не была, в результате чего, из нависающего высокогазоносного пласта продолжительное время выделялся метан. Можно предположить, что в западном фланговом квершлага площадью поперечного сечения в свету 9м^2 увеличение площади примерно на $2 - 3\text{м}^2$ неизбежно привело к уменьшению скорости свежей вентиляционной струи. Совсем не исключено, что в какой-то период времени она вполне могла оказаться менее 1 м/с, что проявилось в склонности крутого пласта к высыпанию – обрушению. Вполне очевидно, что при разработке мер, направленных на предотвращение обрушений угля необходимо учитывать влияние на устойчивость обнаженного нависающего массива природы и закономерностей выделения из него метана, обуславливающих как метаноносностью (газоносностью) пласта, так и количеством подаваемого в выработку воздуха, скоростью вентиляционной струи.

Таким образом, из изложенного можно сделать следующие выводы, направленные на повышение безопасности труда при разработке выбросоопасных крутых пластов на больших глубинах:

Обязательное заполнение пустот над вскрывающей полевой выработкой, даже если вскрытие не сопровождается выбросом угля и газа.

Работы по заполнению пустот над полевой выработкой следует производить под контролем скорости движения свежей вентиляционной струи, которая должна быть не менее 1,5 – 2,0 м/с у наиболее удаленной части забоя нависающего массива.

Библиографический список

1. Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям. – К.: Минуглепром Украины, 2005, – 225с.
2. Правила безопасности в угольных шахтах. К., 2005. – 398с.
3. Артемов А.В. Исследование влияния фактора вентиляции на крепость угля / А.В. Артемов // тр. Новочеркасского политехнического института. -1957.-Т.45/59.-С.147 – 161.
4. Артемов А.В., Пересунько Т.Ф. Изменение молекулярной структуры и свойств антрацитов в процессе регионального метаморфизма / А.В. Артемов, Т.Ф. Пересунько // Химия твердого топлива.-1975.-№3. –С.№ 3. - 5.
5. Снижение травматизма от проявлений горного давления / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, А.В. Агафонов и др. – Донецк, – 2005 – 332с.
6. Деформации генетического возврата при разгрузке массивов / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, В.А. Агафонов и др. // Изв. вузов Горный журнал. – 2004. – №1. – С.51 – 56.

Надійшла до редколегії 13.11.2009

Розглянуті деякі особливості попередження викидів вугілля та газу при розробці крутих та крутосхилих вугільних пластів. На прикладі багаточисельних аварій зроблені висновки, спрямовані на підвищення безпеки праці при розробці викидонебезпечних пластів на великих глибинах.

Ключові слова: викид вугілля та газу, безпека праці, охорона праці, призабійна частина крутого вугільного пласта, вскриття вугільних пластів, обрушення бокових порід

There have been considered some features of coal and gas outburst prevention during development of steep and steeply pitching coal beds. On the examples of numerous accidents there have been drawn conclusions which are aimed at higher labour safety during development of outburst-dangerous beds at big depth.

Key words: coal and gas outburst, labour safety, labour protection, around-face area of a steep coal bed, coal seam uncovering, breakage of side rock

УДК 622.831

И.Г. САХНО (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ СВОЙСТВ И РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ КОМПРЕССИОННО-ПРОЧНОСТНЫМИ ХАРАКТЕРИСТИКАМИ САМОРАСШИРЯЮЩИХСЯ СОСТАВОВ

Представлены результаты лабораторных исследований компрессионно-деформационной характеристики саморасширяющихся материалов, выявлены факторы, влияющие на величину самонапряжения саморасширяющихся составов и намечены методы управления этими факторами.

Ключевые слова: невзрывчатые разрушающие вещества, саморасширение, гидратация, кристаллизация, объемная деформация, компонентный состав

Невзрывчатые разрушающие вещества и материалы, их содержащие, в течение последних 40 лет нашли широкое применение в мировой практике. За это время было разработано более 60 невзрывных разрушающих композиций. В основном эти композиции применяются в строительстве при ликвидации несущих элементов, конструкций

и фундаментов зданий, сооружений, промышленных и жилых объектов в условиях, когда применение традиционных взрывчатых материалов невозможно или запрещено требованиями правил безопасности. Также имеется опыт применения указанных материалов при добыче и разделывании блоков ценных горных пород, в этом случае применение НРВ за счет отсутствия динамического эффекта при разрушении, позволяет повысить качество разделки добываемых материалов и снизить количество отходов.

Наибольшее число НРВ разработано в Японии, самыми известными являются материалы японских компаний Онода Симеит Ко ЛТД (Бристар), Сумитомо Симент Ко ЛТД (С-Майт), Ниппон Симент Ко (Хемибрейкер). Однако композиции японских фирм имеют достаточно высокую стоимость. Более дешевыми аналогами являются материал НРС-1, выпускаемый в России и НРВ-80 выпускаемый отечественной промышленностью.

Как правило, невзрывчатые разрушающие вещества представляют собой порошок, который при взаимодействии с водой затвердевает с увеличением объема, при сопротивлении саморасширению материала он способен развивать высокие давления.

В качестве основного реагента НРВ применяется оксид кальция. При этом используется известное свойство увеличения объема продуктов оксида кальция при его взаимодействии с водой. Для получения указанного эффекта требуется термически стабилизированная известь, получение которой требует либо повышенных, более 1300°C, температур при обжиге, либо введения в состав обжигаемого известняка стабилизирующих добавок [1, 2]. В качестве компонентов повышающих давление расширения извести применяют алюмоферитные, силикатные и сульфатные соединения, для улучшения эксплуатационных свойств добавляют пластификаторы, ускорители или замедлители твердения. Несмотря на различия в технологии приготовления и применении различных добавок основные свойства всех саморасширяющихся композиций сходны, что объясняется одинаковой химической реакцией основного составляющего – оксида кальция с водой.

Основной целью разработчиков рассматриваемых составов было достижение максимального давления саморасширения, что объясняется узким кругом решаемых при помощи НРВ задач, которые, по сути, сводятся к разрушению монолитного объекта. В связи с этим, несмотря на 40 летний опыт применения указанных композиций, до сих пор не было проведено детальное исследование компрессионных свойств и факторов, влияющих на величину самонапряжения саморасширяющихся составов. В статье поставлена задача изучения свойств НРВ и определения возможности управления их компрессионно-деформационными характеристиками с целью применения последних в качестве распорных элементов в различных способах обеспечения устойчивости горных выработок [3].

Для определения величины самонапряжения, развиваемого невзрывчатым разрушающим средством, расположенным в шпуре, были проведены лабораторные исследования работы композиции в условиях сходных с природными. Для испытаний был взят материал НРВ-80, выпускаемый в настоящее время промышленностью Украины. Указанный материал представляет собой порошкообразное вещество на основе оксида кальция, является пылящим, негорючим, невзрывоопасным, что позволяет применять его в шахтных условиях.

Для проведения лабораторных испытаний был изготовлен специальный прибор (рис. 1), состоящий из следующих элементов: 1 – цилиндр; 2 – выдвигной шток; 3 – винт; 4 – проставка.

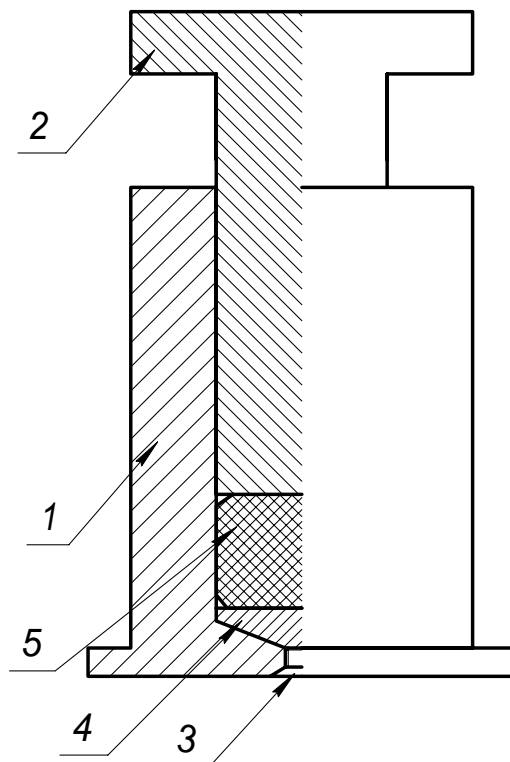


Рис. 1. Конструкция прибора для проведения испытаний

Схема испытаний состояла в следующем. Приготовленный заданный объем НРВ-80 (5), вступившего в реакцию гидратации, помещали в цилиндр (1), между проставкой 4 и выдвижным штоком 2. После этого прибор помещали под гидравлический пресс. Между штоком и верхней плитой пресса устанавливали динамометр ДОСМ-3-5, под нижнюю опорную плиту которого размещали индикатор часового типа ИЧ10, изготовленный по ГОСТ 577-68, имеющий 1 класс точности. Общий вид лабораторной установки приведен на рис. 2.

В процессе гидратации НРВ происходило образование гидроксида кальция, рост размеров и количества кристаллов $\text{Ca}(\text{OH})_2$, кристаллизация кристаллогидрата вокруг зерен и в растворе, что обуславливало высокую степень расширения материала, в результате чего оказывалось давление от саморасширения на шток 5. Пошаговое измерение развиваемого при этом давления производилось при помощи динамометра, а контроль смещений штока - при помощи индикатора часового типа.

Очевидно, что величина возникающего самонапряжения напрямую зависит от возможности состава расширяться, то есть от допускаемой податливости материала. Величину допустимых деформаций регулировали установкой между цилиндром и штоком набора контрольных шайб (рис. 2).

Таким образом, была проведена первая серия испытаний, целью которых было установление режима работы НРВ-80 при разных величинах допустимой объемной деформации. Кроме того, было проведено исследование свойств материала в свободном состоянии, что позволило получить величину объемных деформаций без сопротивления саморасширению 300%. Результаты первого этапа моделирования приведены в виде графика на рисунке 3.



Рис. 2. Общий вид установки для лабораторных исследований

Результаты приведены в виде графика на рисунке 3.

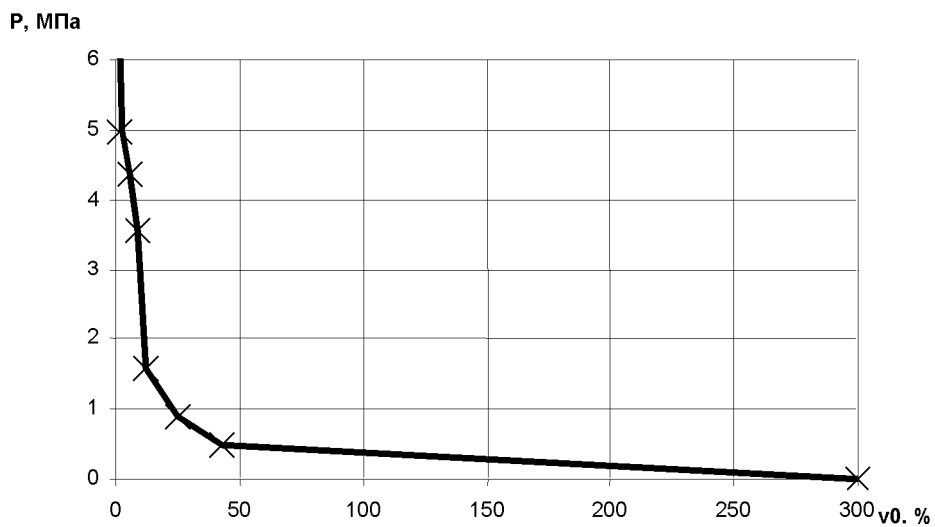
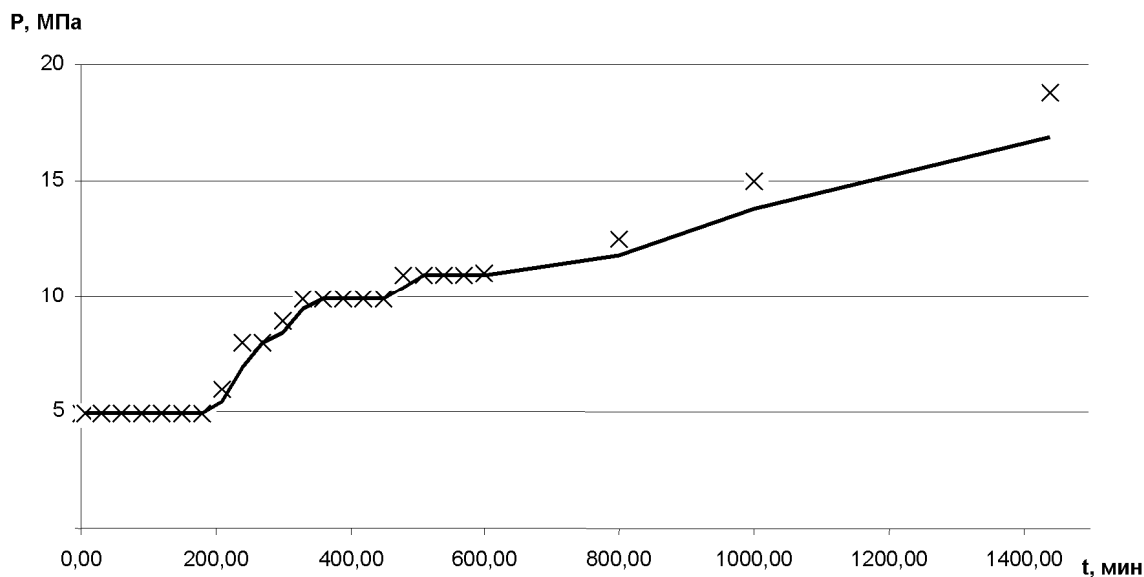
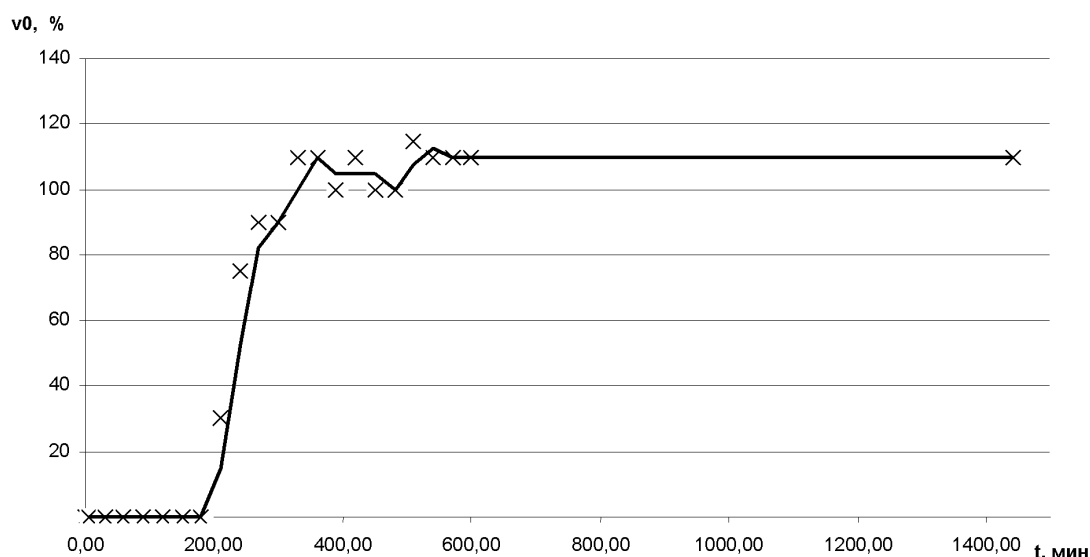


Рис. 3. График зависимости развиваемого давления саморасширения (P) от величины допустимой начальной объемной деформации (v_0)

С технологической точки зрения важной является характеристика работы НРВ во времени. Эти исследования были проведены во второй серии опытов, результаты испытаний позволили получить графики роста создаваемого давления и изменения объемных деформаций расширения во времени, изображенные на рис. 4 и 5.

Рис. 4. График роста давления P , создаваемого НРВ-80 во времени t Рис. 5. График объемных деформаций (v_0) НРВ-80 во времени t

На приведенных графиках четко виден скачкообразный характер роста деформаций и давления за счет саморасширения. При этом время начала работы материала (180-210 мин после его гидратации) в лабораторной установке совпадает со временем начала роста объема пластифицированного материала в свободном состоянии. Это подтверждает верность полученных результатов исследований.

НРВ-80 представляет собой трехкомпонентный состав, он состоит из порошкообразного материала, пластификатора и воды. Согласно техническому паспорту он способен развивать давления до 80-120 МПа. Такие большие давления необходимы для разрушения крупных блоков прочных пород. В то время как в большинстве случаев уже через 1-2 месяца после проведения горной выработки породы вокруг нее разрушены, и для обеспечения их самоподдержания нет необходимости создавать большие дав-

ления. Таким образом, уменьшением доли порошка в общем составе материала можно регулировать развиваемые давления, что позволит использовать материал для создания распора в разрушенных породах.

Для изучения влияния компонентного состава НРВ-80 на его работу была проведена третья серия испытаний.

На первом этапе разбавление материала производилось за счет замещения порошка водой в приготавливаемом составе. Однако это привело к резкому снижению работоспособности НРВ, уже при 10% увеличении массовой доли воды материал не становился больше в объеме и не повышал температуры, что свидетельствует об отсутствии протекания химической реакции.

Поэтому на втором этапе было решено использовать для замещения материал сходный с порошком. Для этой цели был применен мелкозернистый речной песок. Была проведена серия опытов при изменении массовой доли песка от 10 до 90% взамен порошка. Полученные результаты представлены в виде графиков приведенных на рисунках 6-7.

Можно сделать вывод, что уменьшение массовой доли порошка при замещении его песком свыше 50% не имеет смысла, так как в этом случае происходит резкое снижение развиваемого материалом давления. Из графиков видно, что увеличение массовой доли песка в составе материала приводит не только к снижению давления от его саморасширения, но и к изменению времени вступления материала в реакцию. То есть, при замещении порошка речным песком протекание химических процессов замедляется.

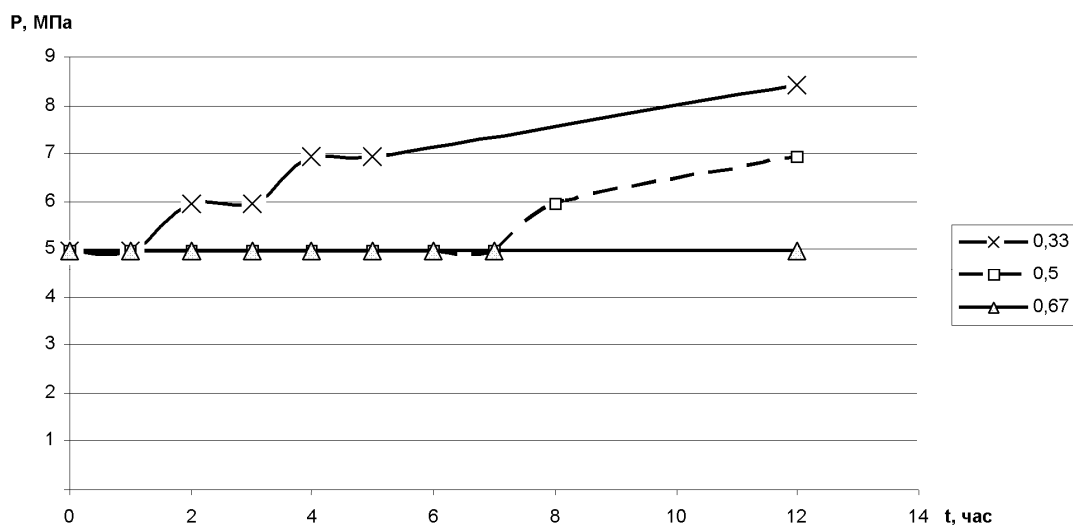


Рис. 6. График изменения давления от саморасширения НРВ-80 во времени в зависимости от массовой доли песка в составе 1 – 0,33; 2 – 0,5; 3 – 0,67

Таким образом, анализ проведенных исследований позволяет сделать следующие выводы.

Время начала работы материала совпадает со временем начала протекания реакций гидратации и составляет 180-210 мин для материала в чистом виде. При увеличении массовой доли воды происходит резкое снижение давления саморасширения и замедление (вплоть до прекращения) реакций гидратации.

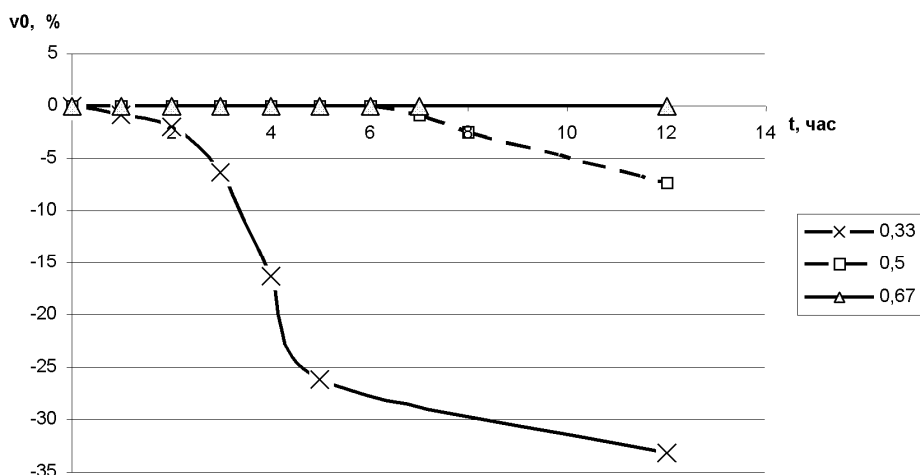


Рис. 7 Графік изменения объемных деформаций НРВ-80 во времени в зависимости от массовой доли песка в составе 1 – 0,33; 2 – 0,5; 3 – 0,67

При добавлении взамен порошка нейтрального инертного заполнителя (речного песка) происходит плавное снижение давления от саморасширения и замедляются химические реакции. Так, при массовой доле песка 0,33 разница в работе чистого материала и разбавленного незначительная, при 0,5 – давление саморасширения снижается в 3 раза, а при 0,67 – в 10 раз.

Проведенные исследования раскрывают особенности работы НРВ в зависимости от соотношения входящих в него компонентов, что позволяет выбрать состав НРВ-80 в зависимости от горно-геологических условий и способа его применения.

Бібліографічний список

1. Безвзрывной разрушающий материал на основе пассивированного оксида кальция / А.А. Пашенко, Т.В. Кузнецова, А.М. Дмитриев и др. – М., 1985. – С. 61-65- (Гр. МХТИ им. Менделеева:№137)
2. Кавано Тошио Невзрывчатое средство разрушения Секко то сэкай. Gyps and Lime, 1982, N 176, с.41-48. 2. Авторское свидетельство СССР N 1648911, кл. С 04В 7/00, 1989.
3. Сахно И.Г. Лабораторные исследования особенностей работы разрушенных горных пород при формировании из них несущей конструкции / И.Г. Сахно, Ю.А. Петренко, Н.А.Овчаренко // Проблемы гірського тиску. – 2008. – №16. – С 70-81.

Надійшла до редколегії 11.12.2009

Представлені результати лабораторних досліджень компресійно-деформаційної характеристики матеріалів, що саморозширюються, виявлені чинники, що впливають на величину самонапруження складів, що саморозширюються, і намічені методи управління цими чинниками.

Ключові слова: невибухові руйнівні речовини, саморозширення, гідратація, кристалізація, об'ємна деформація, компонентний склад

The results of laboratory researches of compression-deformation description of materials are presented, factors, influencing on the size of selftension of selfbroadening compositions and the methods of management these factors are set, are exposed.

Key words: inexplosive destroying matters, selfexpansion, hydratation, crystallization, by volume deformation, component composition

УДК 622.8

В.О. ТРОФИМОВ (канд.техн.наук доц., ДонНТУ)

Л.В. НЕЗАМОВА (асист., ДонНТУ)

КОМП'ЮТЕРНЕ МОДЕЛЮВАННЯ АВАРІЙНИХ ВЕНТИЛЯЦІЙНИХ РЕЖИМІВ

Моделювання аварійних вентиляційних режимів (АВР) необхідне як під час складання планів ліквідації аварій так і безпосередньо в ході ліквідації аварії. Метою моделювання є попередня оцінка ефективності цих режимів. Проте, до теперішнього часу відсутні офіційні методики моделювання аварійних вентиляційних режимів. Враховуючи це можна вважати, що розгляд питань моделювання аварійних вентиляційних режимів є актуальним науковим завданням.

Ключові слова: ліквідація аварій, комп'ютерне моделювання, аварійні вентиляційні режими, реверсування вентиляції шахти

Загальні теоретичні засади комп'ютерного моделювання АВР складають наступні положення:

- моделювання аварійного вентиляційного режиму повинно відбуватися за певним сценарієм (скриптом);
- сценарій (скрипт) моделювання АВР повинен містити перелік фізичних дій чи процесів які формують певну послідовність подій (концептів) чи кінцеву подію (концепт);
- сценарій дій користувача програмним забезпеченням повинен містити обґрунтування відповідності певних дій у реальному (фізичному) світі нормованим діям користувача програмним забезпеченням;
- сценарій моделювання АВР повинен передбачати як максимальну так і обмежену дію (протидію) аварійних чинників, які впливають на розподіл повітря у гірничих виробках;
- під час розробки сценаріїв моделювання слід враховувати особливості програмних комплексів та сучасні методики моделювання дії активних гірничих чинників у шахтній вентиляційній мережі [1,2].

Важливим питанням вибору аварійного вентиляційного режиму є визначення поняття «ефективність». У відповідності до Уставу ДГВРС [3] і вимог до АВР [4] ефективним слід вважати такий режим вентиляції, використання якого (після виникнення пожежі) попереджає розповсюдження пожежних газів, забезпечує рятування шахтарів та безпечні умови ліквідації аварії для гірничорятувальників.

Розглянемо особливості складання сценарію моделювання на прикладі одного з аварійних вентиляційних режимів. Найбільш поширеним АВР слід вважати загальношахтне реверсування вентиляції (ЗРВ). Цей АВР передбачають в планах ліквідації аварії на усіх шахтах. Правила безпеки передбачають певні кількісні і якісні показники які визначають ефективність цього АВР. Так, після зміни напрямку руху повітря в шахтних стволах, така ж зміна повинна відбутися в усіх гірничих виробках шахти. Окрім того, витрати повітря в гірничих виробках при ЗРВ повинні складати не менше ніж 60% від нормальних витрат.

Необхідність моделювання ЗРВ не передбачена сучасними Правилами безпеки чи Статутом ДГВРС, але вона існує. Це пов'язано з небезпекою порушення стійкості вентиляційних потоків при пожежах у похилих виробках. На сучасних шахтах України зона реверсування вміщує похилі виробки. Для цих виробок перевірка стійкості вентиляційних потоків не відбувається ні в нормальному ні в реверсивному режимах вентиляції. При цьому не звертають увагу на те, що після реверсування вентиляції виникає загроза порушення стійкості вентиляційних потоків у виробках розташованих поряд з аварійною. Іншими словами, при пожежі у виробці з низхідним потоком повітря і подальшим реверсуванням, дія теплової депресії пожежі може призвести до опрокидування

вентиляційних потоків в паралельних виробках. Виникає загроза формування контурів рециркуляції пожежних газів в реверсивному режимі вентиляції.

При складанні сценарія моделювання ЗРВ слід виходити з того, що передбачити режим вентиляції усіх гірничих виробок неможливо. Втім, можна скласти певну послідовність концептів з максимальною чи нормованою дією аварійних чинників. Виходячи з цього загальний сценарій моделювання ЗРВ повинен містити:

- дію максимальної (для умов кожної гірничої виробки) теплової депресії пожежі;
- максимальне забезпечення виробок витратами повітря (витрати повітря в реверсивному режимі дорівнюють витратам у нормальному режимі);
- нормоване забезпечення витрат повітря (60% від нормального) і зміну аеродинамічних опорів вентиляційних споруд при їх нормативній якості;
- фактичне забезпечення витрат повітря в реверсивному режимі по усіх гірничих виробках (у випадку якщо відомі зміни опорів усіх вентиляційних споруд після реверсування вентиляції).

В програмному комплексі «IRS Вентиляція шахт - ЕПЛА» дія максимальної теплової депресії передбачена, а для моделювання реверсивного режиму з максимальними витратами повітря достатньо поставити знак мінус (-) перед коефіцієнтом А (дод. депресія) в моделі кожного вентилятора головного провітрювання. В реальності для загальношахтного реверсування вентиляції необхідно увімкнути декілька лебідок для пересування металевих дверей (ляд), зупинити діючий(-чі) вентилятор(-и) головного провітрювання і увімкнути резервний вентилятор(-ри). Таким чином скрипт реальності (події вмикання-пересування на реальному фізичному об'єкті) замінюємо на концепт моделювання (одна подія – поява знака мінус перед числом яке визначає «дод. депресію» в комп'ютерній програмі).

Подальше «розгортання» сценарія моделювання залежить від наслідків моделювання. Якщо, в першому варіанті моделювання стійкість повітря не зберігається, то подальші дослідження втрачають сенс – результат отримано. При збереженні стійкості моделюємо наступний варіант розподілу повітря. В цьому випадку забезпечуємо нормовані витрати повітря (60%) в реверсивному режимі без зміни опорів вентиляційних споруд. Для цього достатньо зменшити додаткову депресію в гілці яка моделює вентилятор в 2,77 рази.

При збереженні стійкості вентиляційних потоків робимо третій варіант моделювання. Він передбачає нормовані зміни аеродинамічних опорів вентиляційних споруд в каналах вентиляторів і в гірничих виробках [1].

Останній варіант моделювання загальношахтного реверсивного режиму вентиляції виконуємо якщо під час попереднього планового реверсування вентиляції було визначено аеродинамічні опори усіх вентиляційних каналів і гірничих виробок з вентиляційними спорудами. Для моделювання достатньо змінити (там де треба) аеродинамічні опори відповідних гілок шахтної вентиляційної мережі.

Обов'язковою умовою моделювання є врахування дії природної тяги в вертикальних і похилих виробках шахти.

В усіх випадках коли моделювання загальношахтного реверсивного режиму вентиляції вказує на можливість порушення стійкості провітрювання при пожежі в похилій виробці, необхідно передбачати спеціальні заходи для безпечного рятування шахтарів і ліквідації аварії.

Моделювання реверсивного режиму вентиляції на діючих шахтах України показало, що порушення стійкості вентиляційних потоків (при пожежах у похилих виробках в межах зони реверсування) можливо в 40% випадків.

Бібліографічний список

1. Болбат И.Е. Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах / И.Е.Болбат, В.И.Лебедев, В.А.Трофимов. – М.: Недра, – 1992. – 206 с.
2. Аерологія шахтних вентиляційних мереж / В.О Трофимов, Ю.Ф.Булгаков, О.Л.Кавера, и др. – Донецьк, 2009. – 87 с.
3. Статут ДВГРС по організації і веденню гірничорятувальних робіт. – К., 1997 - 454 с.
4. Рекомендации по выбору эффективных режимов проветривания шахт при авариях / И.Е. Болбат, Е.И.Бржевский, Н.И.Головко [и др.]. – Донецк: НПО Респиратор, 1995.–168с.

Надійшла до редколегії 22.02.2010

Моделирование аварийных вентиляционных режимов (АВР) необходимо как во время составления планов ликвидации аварий, так и непосредственно в ходе ликвидации аварии. Целью моделирования является предварительная оценка эффективности этих режимов. Однако до настоящего времени отсутствуют официальные методики моделирования аварийных вентиляционных режимов. Учитывая это можно считать, что рассмотрение вопросов моделирования аварийных вентиляционных режимов является актуальной научной задачей.

Ключевые слова: ликвидация аварий, компьютерное моделирование, аварийные вентиляционные режимы, реверсирование вентиляции шахты

The design of vent malfunctions (AVR) is needed as during drafting of plans of liquidation of failures so directly during liquidation of failure. A design purpose is a preliminary estimation of efficiency of these modes. However, the official methods of design of vent malfunctions absent to the present tense. Taking into account it is possible to consider that consideration of questions of design of vent malfunctions is a актуальной scientific task.

Key words: liquidation of failures, computer design, vent malfunctions, change of direction of motion of air, is in a mine

УДК 622.1:[681.327.22:003.6] К61

О. А.КАТЬКАЛОВА (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)
А. Ф.КОЛОМІЄЦЬ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)
Д. М. ПАСТЕРНАК (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)
Д. В. УТКІН (магістрант, ДонНТУ)

ДО ПИТАННЯ ПРО ПОБУДОВУ НАОЧНИХ ЗОБРАЖЕНЬ ГІРНИЧИХ ОБ'ЄКТІВ

Пропонуються нові способи побудови наочних зображень гірничих об'єктів з використанням афінних перетворень та комп'ютерних технологій.

Ключові слова: гірництво, гірничий об'єкт, гірнича виробка, наочне зображення, афінне перетворення, комп'ютерне 3-D моделювання

Постановка проблеми. Відомо, яке велике значення має використання наочних зображень у гірництві та у навчальному процесі. На цей час існує багато способів виконання наочних зображень гірничих об'єктів, які ґрунтуються на афінних перетвореннях. Проте практично використовуються перетворення з найпростішим показником перетворення, наприклад, 0,5. Це суттєво обмежує вибір напрямку перетворення для отримання найкращої наочності зображення. Сучасні комп'ютерні технології дозволяють будувати наочні зображення за будь-яких показників спотворення.

Аналіз останніх досліджень. В роботах [1, 2] розглянуто питання побудови наочних зображень в ручному режимі або за допомогою механічних приладів. Запропоновані способи в разі потреби можуть бути використані і без механічних приладів, але лише для простих об'єктів. Крім того, пропонується використання фіксованих показників спотворення, що обмежує можливість отримання бажаних якостей зображення.

Раніше ми вже порушували питання побудови наочних зображень гірничих об'єктів з використанням комп'ютерних технологій [3, 4, 5] і зазначили деякі проблемні питання побудови комп'ютерних 3-D моделей, які зумовлені особливостями гірничих об'єктів. Останні версії пакету КОМПАС розширюють можливості розв'язання цих питань.

Формулювання цілей статті. Метою статті є розробка способів побудови наочних зображень гірничих об'єктів за будь-яких показників спотворення та з поєднанням 3-D моделювання і двовимірних побудов.

Основна частина. Формоутворення значної частини гірничих об'єктів є незаконним і часом трапляються випадки, коли жодна зі стандартних аксонометричних проєкцій не може забезпечити необхідну наочність зображення заданого об'єкта. Тому виникає потреба в способах побудови наочних зображень, які б поєднували вільний вибір апарату проєкціювання простотою побудов. Зважаючи на те, що у деяких гірничих об'єктів значна кількість точок та ліній концентрується у окремих часто паралельних між собою площинах (горизонти, пласти корисних копалин тощо), іноді доцільно для побудови наочних зображень їх застосовувати афінні перетворення.

Практично, зазвичай, використовуються перспективно-афінні перетворення, коли зображення з однієї площини (вихідної або предметної) паралельно проєкціюється на іншу (картинну). У цьому разі між двома площинами встановлюється взаємно однозначна відповідність, що дає змогу будь-якій точці однієї із площин побудувати відповідну точку в іншій площині. Зображення, яке побудоване перепроєкціюванням з однієї площини на іншу набуває інших властивостей, зокрема, на ньому можуть бути невиродженими усі три виміри просторового об'єкта. Така властивість притаманна наочним зображенням, зокрема, аксонометричним проєкціям.

Спосіб побудови наочного зображення з використанням перспективно-афінних перетворень проілюструємо на конкретному прикладі фрагмента уявної вугільної шахти. Нехай ми маємо фрагмент шахти, зображений у масштабі 1: 2000 на зведеному плані, обмеженому прямокутником 0123 розмірами 160 x 200 м (рис. 1, а). Шахта розробляє три вугільні пласти, два з яких розкрито на горизонтах 30 м і - 50 м двома стволами та квершлагами, а третій – квершлагом на горизонті - 120 м. На плані показані стовбури, квершлагги пристовбурних дворів, штреки, центральний похил і хідник, а також діюча лава на верхньому пласті.

Для побудови наочного зображення заданого фрагмента шахти через нижній правий ріг плану під деяким кутом, наприклад, $\varphi = 20^\circ$ до сторони 03 прямокутника проводимо вертикальну площину Π' , на яку будемо проєкціювати усі виробки шахти. Далі цю площину будемо називати картинною площиною або просто картиною. Площина Π' перетинається з нижньою гранню блока шахти, яка умовно призначена на горизонті -140 м, по лінії k^0 . Ця лінія у подальших побудовах використовуватиметься як вісь спорідненості.

Проєкціювальні промені від точок плану (предметної площини) проводимо перпендикулярно до лінії $\Pi' \equiv k^0$ (ці промені належать площинам, перпендикулярним до площини плану і до картини). Оскільки картинна площина вертикальна, то вертикальні розміри об'єкта відобразяться на ній без спотворення (відстані між горизонтами, глибина стовбурів, вертикальні розміри квершлагів, штреків тощо).

Побудови

Із точок 1, 2 і 3 прямокутника плану проводимо перпендикуляри до лінії k^0 , в основах цих перпендикулярів маємо точки $1^0, 2^0, 3^0$. Верхню сторону прямокутника плану продовжуємо до перетину у точці 4^0 з лінією k^0 . Аналогічно через усі характерні точки плану проводимо перпендикуляри до лінії k^0 і позначаємо їх відповідним чином.

До лінії k^0 прикладаємо аркуш паперу (або смужку) з чіткою рівною кромкою (крайкою) і переносимо на неї точки $0, 1^0, 2^0, 3^0, 4^0, \dots$

На вільному місці аркуша паперу (картина) (рис. 1, б), на якому буде побудоване наочне зображення, проводимо горизонтальну лінію k' - вісь спорідненості. На лінію k' переносимо точки $0, 1^0, 2^0, 3^0, 4^0, \dots$ з вище згаданої смужки паперу і позначаємо їх $0_k, 1_k, 2_k, 3_k, 4_k, \dots$. Через ці точки проводимо вертикальні лінії: через точку 0_k проходить переднє ребро блока, через точку 1_k - ліве ребро, через точку 2_k - дальнє (невидиме) ребро, а через точку 3_k - праве ребро блока.

Після декількох попередніх спроб на зображенні дальнього (невидимого) вертикального ребра блока наносимо точку $2'$, яка є відповідною точці 2 на плані. Вибором положення точки $2'$ визначаються показники спотворення відрізків ліній, розташованих у площинах горизонтів, після відображення їх на площині Π' . Лише лінії, які паралельні картині, відображуються на ній без спотворення. Сполучаємо точку $2'$ з точкою 4_k і позначаємо точку $3'$ перетину прямих $2'4_k$ та $3_k3'$ (лінії правого ребра блока). Точку $3'$ сполучаємо з точкою 0_k . Відрізок $0_k3'$ зображує сторону 03 прямокутника плану. Відрізки $0_k3', 3'4_k$ і $3_k3'$ є аналогами аксонометричних осей x', y', z' косокутної триметрії.

Через точку 0_k проводимо відрізок $0_k1'$ паралельно відрізку $2'3'$ і точку $1'$ сполучаємо з точкою $2'$. Паралелограм $0_k1'2'3'$ зображує нижню грань 0123 блока шахти. Паралельно цьому паралелограму на відповідних від нього відстанях (10 мм, 35 мм, 40 мм) будуємо три його копії - горизонти -120 м, -50 м, 30 м.

Далі на кожному горизонті зображуємо штреки та квершлагги, які належать цим горизонтам. Наприклад, зображення 4-го вентиляційного штрека, розташованого на горизонті 30 м, будується так.

Із точок 5 і 6 плану проводимо проєкцію вальні промені до картини Π' , маємо точки 5^0 і 6^0 . Ці точки переносимо на лінію k' картини, маємо точки $5_k, 6_k$. Через них проводимо вертикальні лінії до горизонту 30 м, маємо точки $5', 6'$ (позначені на виносному елементі $A(10:1)$). Над лівою лінією горизонту 30 м паралельно їй на вертикальній відстані 2 мм від неї проводимо допоміжну лінію. Через точки $5'$ і $6'$ проводимо до допоміжної лінії відрізки $5'7'$ і $6'8'$ під кутами відповідно 95° і 85° до горизонтального напрямку. Точки $5'$ і $6'$ та $7'$ і $8'$ сполучаємо між собою відрізками основної лінії. Утворився чотирикутник $5'6'7'8'$, який зображує переріз 4-го вентиляційного штрека, розташованого на горизонті 30 м.

У чотирикутнику проводимо діагональ $6'7'$ і заливаємо чорним кольором трикутник $6'7'8'$. Через точки $5', 7', 8'$ проводимо в межах паралелограма горизонту 30 м паралельно його довгим сторонам три відрізки прямих, які зображують 4-й вентиляційний штрек. Правий кінець штрека обмежуємо двома відрізками прямих, паралельними відповідно відрізкам $5'7'$ та $7'8'$. Усі інші чотири штреки будуються на відповідних горизонтах як копії побудованого вже 4-го вентиляційного штрека. Для цього необхідно лише зафіксувати на відповідних горизонтах аналоги точки $5'$. Аналогічним чином будуються квершлагги, похил, хідник і лава. На наочному зображенні показані відповідні тонкі лінії побудов для квершлагів і лави.

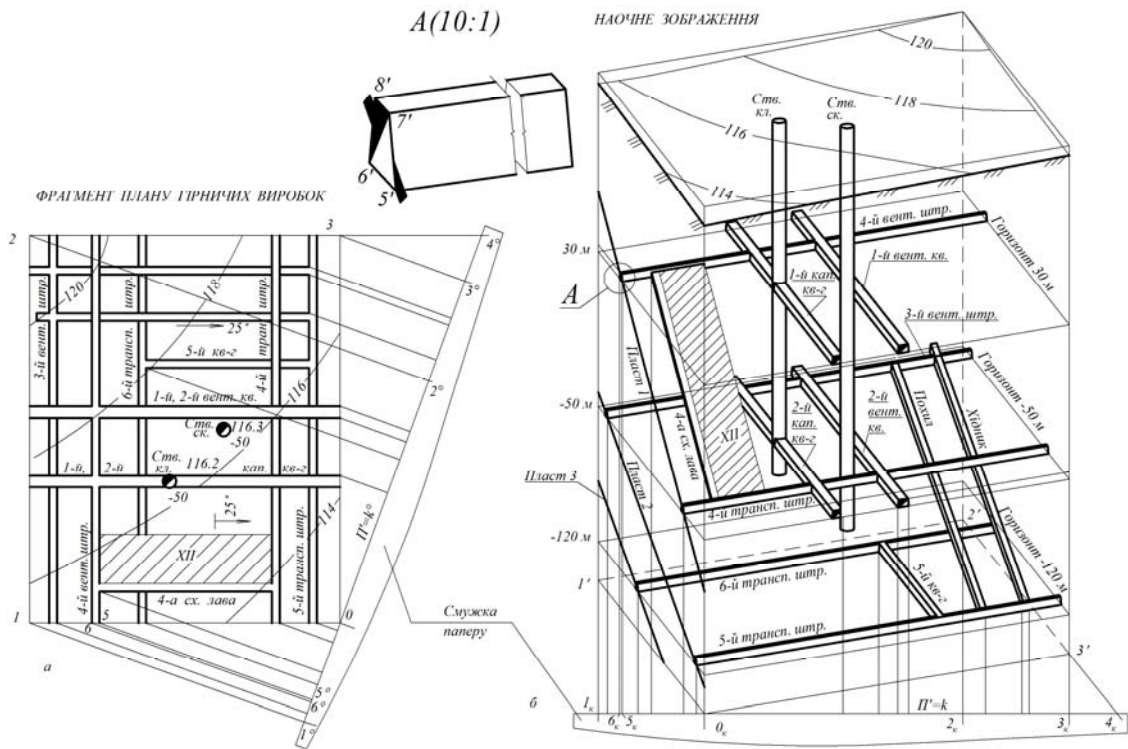


Рис.1. Побудова наочного зображення

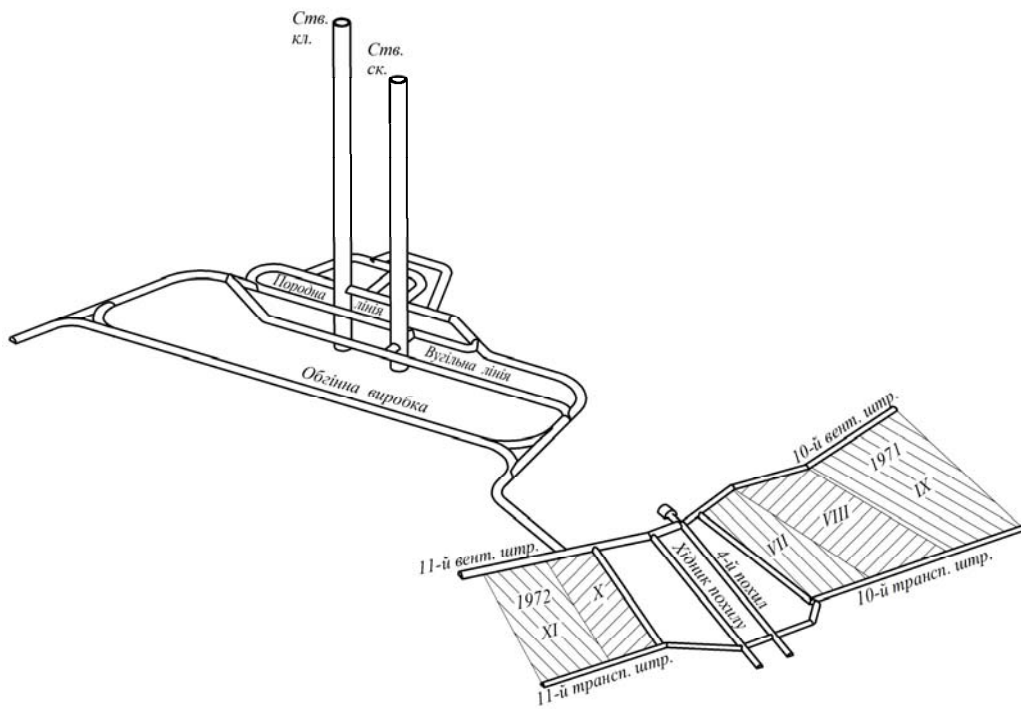


Рис.2. Побудова наочного зображення за 3-D моделлю

Слід зазначити, що ми не говорили про показники спотворення, бо у наведених побудовах вони не використовувалися. Усі побудови виконувалися з використанням паралельності прямих ліній, яка зберігається після афінних перетворень, а також належність точок та ліній площинам відповідних горизонтів. Саме це дозволяє користуватися однією віссю k' (хоча їх можна провести у площинах усіх горизонтів), оскільки лінії відповідності (наприклад, $5_{k5'}$) проводяться вертикально від осі k' до відповідного горизонту.

Усі штреки, квершлагги, похил та хідник умовно зображені трапецеїдального перерізу. Це зроблено задля більшої виразності зображень виробок, хоча насправді вони, скоріш за все, можуть бути коробового чи аркового перерізу.

На рис. 2 представлено наочне зображення фрагмента реальної вугільної шахти, на якому показані частини скіпового та клітьового стовбурів, пристовбурний двір (дещо спрощено), похил, хідник, вироблений простір після відпрацювання вугільного пласта двома лавами. Зображення усіх виробок побудовані в режимі 3-D моделювання. Для створення 3-D моделей виробок та їхніх частин з плану гірничих виробок знімалися як копії контурні лінії виробок (траєкторії) і вставлялися у відповідні площини 3-D моделі. Потім на кінці траєкторії створювалися ескізи перерізів виробок і кінематичними операціями створювалися 3-D моделі.

За побудованою 3-D моделлю створено креслення, на якому штрихуванням позначено вироблений простір і нанесені усі написи.

Висновок. Сучасні комп'ютерні технології дозволяють створювати 3-D моделі, наочні плакати та будь-які наочні зображення складних об'єктів у тому числі і гірничих. Ефективність і результативність використання комп'ютера у значній мірі залежить від знань та майстерності користувача, бо у комп'ютері закладено дуже багато різних інструментів, за допомогою яких будь-яку задачу можна розв'язувати багатьма способами. У нашій статті ми запропонували спосіб побудови наочних зображень за допомогою перспективно-афінних перетворень. Цим способом наочні зображення можна виконувати і на комп'ютері і вручну. Другий спосіб передбачає побудову 3-D моделі основної частини об'єкта з подальшим доповненням зображення необхідними написами та елементами, які не передбачені 3-D моделюванням.

Бібліографічний список

- 1 Гольдин И. Д. Механизация построений наглядных изображений при разведке и разработке недр / И. Д. Гольдин. – М.: Недра, 1967. – 184 с.
- 2 Ломоносов Г. Г. Инженерная графика: учебник для вузов / Г. Г. Ломоносов. – М.: Недра, 1984. 287 с.: ил.
- 3 Коломієць А. Ф. Виконання гірничої графічної документації з використанням комп'ютерних технологій / [Коломієць А. Ф., Пастернак Д. М., Неснов Д. В.]; под общ. ред. С. С. Гребенкина, Ю. В. Бондаренко // Геотехнологии на рубеже XXI века. – Донецк: ДУНПГО, 2001. – Т. 3. – 175 с.
- 4 Коломієць А. Ф. Построение и использование наглядных изображений горных объектов / А. Ф. Коломієць, Д. Н. Пастернак, Е. А. Каткалова // Изв. Донецкого горного института. – 2005. - № 1. – С. 28 – 31.

Надійшла до редколегії 22.11.2009

Предлагаются новые способы построения наглядных изображений горных объектов с использованием аффинных преобразований и компьютерных технологий.

Ключевые слова: горное дело, горный объект, горная выработка, наглядное изображение, аффинное преобразование, компьютерное 3-D моделирование

New method of construction of graphical pictures of mine objects with use affinity transformations and computer technologies.

Key words: mining, mining object, mining working, graphical picture, affinity transformation, computer 3-D modeling design

УДК 622.24.051.64

Р. К. БОГДАНОВ (д-р.техн.наук, проф.)

И. А. СВЕШНИКОВ (д-р.техн.наук, проф.)

А. П. ЗАКОРА (канд.техн.наук, доц.)

С. Д. ЗАБОЛОТНЫЙ (канд.техн.наук, доц.)

А. М. ИСОНКИН (канд.техн.наук, доц.)

Институт сверхтвердых материалов НАН Украины

ИССЛЕДОВАНИЕ И РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ ДОЛОТ ДЛЯ БУРЕНИЯ ДЕГАЗАЦИОННЫХ СКВАЖИН

Рассматриваются исследования по разработке породоразрушающего инструмента, оснащенного алмазно-твердосплавными пластинами (АТП), для бурения дегазационных скважин.

Ключевые слова: породоразрушающий инструмент, алмазно-твердосплавные пластины, АТП, бурение дегазационных скважин

В последнее время большое внимание уделяется процессу предварительной дегазации угольных шахт путем бурения специальных скважин породоразрушающим инструментом, оснащенным различными сверхтвердыми материалами. Бурение дегазационных скважин осуществляется в породах выработанного пространства, при этом буровой инструмент работает в условиях динамических нагрузок, приводящих к интенсивному износу его породоразрушающих элементов. В связи с этим, возникает задача разработать для таких условий специальный инструмент, обеспечивающий эффективность разрушения породы при одновременном снижении интенсивности его изнашивания.

В данной работе представлены результаты исследований по созданию такого инструмента, оснащенного алмазно-твердосплавными пластинами (АТП).

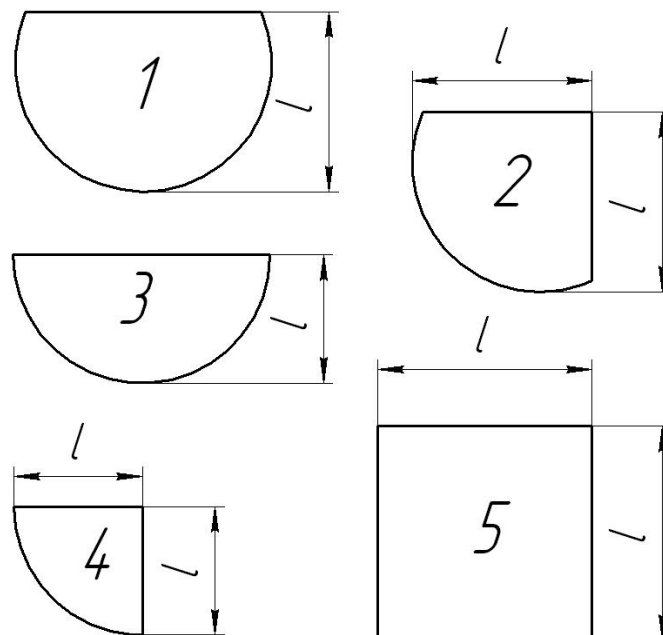


Рис. 1. – Формы и размер неполных пластин АТП: 1 – $l = 11,2$ мм, $S = 127,5$ мм²; 2 – $l = 11,2$ мм, $S = 112,1$ мм²; 3 – $l = 6,2$ мм, $S = 64,1$ мм²; 4 – $l = 9,2$ мм, $S = 84,6$ мм²; 5 – $l = 6,2$ мм, $S = 28,7$ мм².

Исходя из необходимости создания менее энергоемкой схемы резания, для оснащения инструмента желательно использовать не только целые пластины АТП, но и уменьшенные их части. Для выбора приемлемых для бурения пластин неполных форм

требуются исследования по определению влияния, которое может оказать изменение формы и размера пластин на прочность их крепления и износостойкость новообразованной режущей кромки. Были изготовлены пластины следующих форм и размеров, приведенных на рис. 1.

Специальные исследования позволили отработать пайку АТП к стальному корпусу и поворотным державкам. При тщательном соблюдении технологических методов пайки обеспечивается прочность крепления АТП к корпусу на срез от 30 до 38 даН/мм² [1].

Для предотвращения отрыва пластин в геологоразведочном инструменте, который подвергается сильным вибрациям и динамическим нагрузкам, прочность крепления пластины должна быть не менее 2000 даН. Пластины 1-й ÷ 4-й форм по площади могут иметь прочность крепления от 2000 до 4000 даН, что удовлетворяет условиям работ при бурении. Прочность крепления 5-й формы с площадью торца 28,7 мм² составляет 900 ÷ 1000 даН, т.е. недостаточна для бурового инструмента. Для повышения прочности необходимо осуществлять пайку по двум плоскостям (торцу и одной из новообразованных). Для еще большего повышения прочности крепления можно также осуществить защемление пластин в нижней части, т.е. расположить ее между двумя выступами на корпусе или державке. Применение в комплексе всех указанных средств повышения прочности крепления пластин можно использовать для пластин всех форм.

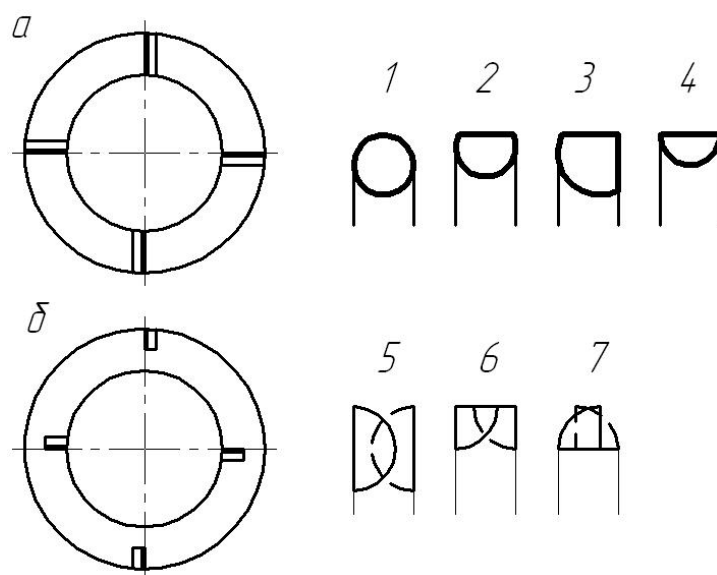


Рис. 2. – Схемы расположения АТП на торце инструмента: *a* – при бурении сплошным забоем, с шириной пластины: 1- 13,5 мм; 2 – 13,5 мм; 3 – 11,2 мм; 4 – 13,4 мм; *б* – при бурении с перекрытием забоя, с шириной пластины: 5 – 9,0 мм; 6 – 9,0 мм; 7 – 9,0 мм.

Порезка и заточка, которая осуществляется на пластинах в различных направлениях и на различном удалении от центра, оказывает влияние на качество новообразованных режущих кромок. Исследования по установлению влияния режимных параметров бурения различными формами АТП на силовые параметры резания горных пород как монолитных, так и трещиноватых проводились в лабораторных условиях. Для выявления износостойкости новых режущих кромок по монолитным породам, проведены стендовые испытания на макетных образцах коронок при бурении песчаника VIII ÷ IX категории и габбро IX категории, с последующим определением интенсивности износа режущей кромки по высоте. Было изготовлено семь коронок диаметром 76 мм, каждая

из которых оснащалась четырьмя однотипными пластинами АТП. При этом испытывались АТП пяти форм: пластина полной цилиндрической формы диаметром 13,5 мм и четыре пластины 1, 2, 3 и 5-й форм (рис.1). Пластины ориентировались новообразованными кромками на торец или на наружную и внутренние боковые поверхности с тем, чтобы новыми режущими кромками совершался основной объем разрушения породы. На рис.2 приведены схемы оснащения коронок испытываемыми пластинами: 1-я с шириной торца 13,5 мм и цилиндрическими пластинами полной формы; 2-я с шириной торца 13,5 мм и пластинами 1-й формы; 3-я с шириной торца 11,2 мм и пластинами 2-й формы с двумя новыми режущими кромками, одна из которых была обращена к торцу, а другая на наружную или внутреннюю боковую поверхность; 4-я с пластинами 3-й формы с кромкой, обращенной к торцу шириной 13,4 мм.

Во всех этих коронках пластины располагались по торцу без смещения, и поэтому сохранялась заблокированная схема резания в щели. 5-я коронка была оснащена пластинами 3-й формы с кромками, обращенными на наружную и внутреннюю боковые поверхности. Пластины, расположенные одна за другой, смещались к наружному или внутреннему диаметрам, чем обеспечивалась заблокированная угловая схема резания.

6-я и 7-я коронки оснащались пластинами 5-й формы по такой же угловой схеме резания, как и 5-я коронка, и имели такую же ширину торца – 9 мм. У 6-й коронки пластины были обращены режущими кромками на торец и на наружную или внутреннюю боковую поверхность. В свою очередь, у 7-й коронки режущие кромки пластин обращались только к наружной или внутренней боковой поверхности, а на торец - радиусной режущей кромкой.

Коронки прирабатывались на песчанике с частотой вращения 125 мин^{-1} , а затем испытывались при 250 мин^{-1} и нагрузках $500 \div 1000 \text{ даН}$. После этого осуществляли бурение коронками на блоках габбро при нагрузках от 1000 до 2000 даН.

В табл. 1 приведены результаты испытаний в песчанике, в табл. 2 – в габбро.

Более высокую скорость показали 5-я, 6-я и 7-я коронки с малыми диаметрами пластин и с угловой схемой резания (табл.1). Исходя из оптимальной интенсивности изнашивания, наиболее приемлемая механическая скорость выявлена для коронок с полной пластиной и пластинами 2-й и 3-й форм размером 11,2 мм. Некоторое падение скорости отмечено у 4-й коронки, оснащенной половинками с повернутыми к торцу режущими кромками, что, возможно, объясняется быстрым затуплением пластин.

Бурение в габбро по механической скорости дало такие же результаты, как и в песчанике (табл.2). По износу отмечены лучшие результаты у пластин 2-й и 3-й форм. Некоторое увеличение износа в результате выкрашивания отмечается на острых частях пластин, обращенных к торцу. Повышенный износ свойственен пластинам малых размеров и особенно в режущих кромках, проходящих через центр. В центральной части пластины изнашиваются в $3 \div 4$ раза интенсивнее, чем на кромках пластин 2-й и 3-й форм, кромки которых отстоят от центра на 5 и 6 мм.

Таким образом, наибольшей работоспособностью по монолитным породам обладают пластины 2-й и 3-й форм размером 11,2 мм и их нужно использовать при расположении по угловой схеме резания.

С учетом результатов исследований разработана конструкция бурового долота ИСМ АП 121,7-4 для бурения дегазационных скважин.

Таблица 1

Результаты испытаний коронок с неполными формами АТП при бурении
песчаника VIII÷IX категорий, $n = 250 \text{ мин}^{-1}$

Номер коронки	Нагрузка P , даН	Механическая скорость V_m , м/ч	Мощность N , кВт	Крутящий момент $M_{кр}$, даН·м	Интенсивность изнашивания, I мм/м
1	1000	1,4	1,4	5,4	0,5 ÷ 0,7
	1500	1,9	1,6	5,2	
	2000	5,1	2,3	9,0	
2	1000	1,5	1,35	5,2	0,4 ÷ 0,6
	1500	3,0	1,75	6,8	
	2000	4,9	2,1	8,2	
3	1000	1,5	1,2	4,7	0,4 ÷ 0,5
	1500	3,2	1,8	7,0	
	2000	4,8	2,0	7,8	
4	1000	1,3	1,3	5,0	0,4 ÷ 0,8
	1500	2,5	1,7	6,6	
	2000	4,8	2,1	8,2	
5	1000	4,5	0,9	3,5	0,8 ÷ 1,6
	1500	5,6	1,3	4,9	
	2000	7,8	1,7	6,3	
6	1000	6,2	0,9	3,5	0,7 ÷ 1,3
	1500	7,3	1,4	5,1	
	2000	9,1	1,8	7,7	
7	1000	5,0	0,8	3,1	0,6 ÷ 0,9
	1500	7,1	1,1	4,3	
	2000	8,8	1,5	5,8	

Долото ИСМ АП 121,7-4 состоит из корпуса, трех лопастей, скрепленных сваркой. Калибрующая поверхность лопастей оснащена твердосплавными штырями, торцовая рабочая поверхность – АТП с лысками 1 мм и углом в плане 0° относительно траектории резания.

Производственные испытания опытных образцов долот проводились на объектах АП «Шахта им. А.Ф. Засядько». Бурение дегазационных скважин протяженностью до 150 м проводилось по алевролитам и абразивным трещиноватым песчаникам с пределом прочности одноосному сжатию до 120 МПа.

Опытными долотами ИСМ пробурено 370 м скважин. Средняя проходка на долото ИСМ составила 120 м, механическая скорость бурения 0,34 м/мин. При этом, показатели увеличились в сравнении с серийными трех шарошечными долотами КВЦ по проходке в 1,1 раза, по механической скорости бурения – в 1,7 раза.

Таблица 2

Результаты испытаний коронок с неполными формами АТП при бурении
габбро IX категории, $n = 250 \text{ мин}^{-1}$

Номер коронки	Нагрузка P , даН	Механическая скорость V_m , м/ч	Мощность N , кВт	Интенсивность изнашивания, I , мм/м
1	1000	1,1	1,3	0,4 ÷ 0,5
	1500	2,0	1,8	
	2000	2,4	2,0	
2	1000	1,0	1,1	0,3 ÷ 0,4
	1500	1,7	1,5	
	2000	2,4	2,1	
3	1000	1,2	1,2	0,3 ÷ 0,5
	1500	1,9	1,9	
	2000	2,8	2,4	
4	1000	1,0	0,9	0,3 ÷ 1,2
	1500	1,2	1,5	
	2000	2,1	2,0	
5	1000	1,7	1,0	0,7 ÷ 1,5
	1500	1,9	1,1	
	2000	2,8	2,1	
6	1000	2,0	0,7	0,6 ÷ 1,2
	1500	4,3	1,0	
	2000	5,2	1,8	
7	1000	2,5	0,8	0,5 ÷ 0,7
	1500	5,1	1,0	
	2000	5,9	1,7	

Библиографический список

1. Богданов Р. К. Пути снижения энергоемкости разрушения породы буровым инструментом резцового типа / Р. К. Богданов, А. П. Загора, А. М. Исонкин // Известия ВУЗов: Геология и разведка. – М.: 2003 – № 4. – С.72-76.

Надійшла до редколегії 13.12.2009

Розглядаються дослідження по розробці породоруйнівного інструменту з алмазно-твердосплавними пластинами (АТП) для буріння дегазаційних свердловин.

Ключові слова: породоруйнівний інструмент, алмазно-твердосплавні пластини, АТП, буріння дегазаційних свердловин

Research results of development of drilling bits with diamond-carbide plates for degasification well drilling are presented.

Key words: drilling bits; diamond-carbide plates; degasification well drilling

УДК 622.83:622.273

Г.И. СОЛОВЬЕВ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

Д.Г. СОЛОВЬЕВ (ООО «Геоэкспертсервистехнологии», г. Санкт-Петербург)

ОБ УСТОЙЧИВОСТИ ФРОНТАЛЬНО НАДРАБАТЫВАЕМЫХ ПОЛЕВЫХ ВЫРАБОТОК

Представлены результаты наблюдений за особенностями механизма деформирования боковых пород на контуре фронтально надрабатываемой полевой выработки.

Ключевые слова: шахта, глубина, устойчивость, полевая выработка, горное давление, механизм деформирования, механизм смещения, контур, репер, кровля, почва, лава

В практике подземной угледобычи глубоких угольных шахт одним из эффективных способов обеспечения устойчивости главных вскрывающих и подготавливающих выработок является расположение их в прочных породах (обычно почвы пласта), что минимизирует смещения породного контура выработки за весь период ее эксплуатации. Однако в силу различных организационно-планировочных решений полевые выработки зачастую испытывают вредное влияние как временного, так и остаточного опорного давления действующих очистных забоев, что приводит к значительному повышению затрат на их эксплуатацию в части ремонта крепи, подрывки почвы и перекрепления [1-4].

Шахта «Шахтерская-Глубокая» сдана в эксплуатацию 31 декабря 1986 г. и из имеющихся на балансе 4-х антрацитовых пластов угля h_2 , h_3 , h_7 , и h_8 отрабатывает пласт h_8 «Фоминской», который отличается от остальных пластов простым строением и выдержанностью мощности в пределах всего шахтного поля. Мощность пласта составляет 0,8 – 1,25 м на западе и в центре шахтного поля и 1,04 – 1,77 м на востоке. Угол залегания пласта изменяется с запада на восток шахтного поля от $18-19^{\circ}$ до $13-14^{\circ}$.

Горные работы на шахте «Шахтерская-Глубокая» ведутся с глубины 1000 м. Нижняя техническая граница расположена по изогипсе «-1400 м». Основной транспортный горизонт расположен на глубине 1270 м.

Вскрытие шахтного поля блоковое. Размеры шахтного поля по простиранию 12000 м, по падению – 2900 м. По простиранию поле разделено на три блока длиной по 4000 м, два из которых, центральный и восточный – действующие и один, западный блок – резервный. В блоках принята панельная подготовка шахтного поля, система разработки - столбовая.

Угольный пласт h_8 не выбросоопасен, не склонен к самовозгоранию, не опасен по взрывам угольной пыли. Средняя прочность угля $\sigma_{сж} = 14,9$ МПа. Кливаж – 65° . Сопротивление угля резанию 140-160 кН/м. Плотность угля 1,46-1,72 т/м³.

Непосредственная кровля пласта h_8 представлена сланцем песчаным и тонкослоистым сланцем песчано-глинистым, темно-серым по наслоению с отпечатками флоры. Мощность непосредственной кровли 3,7-5,5 м. Предел прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 65,8-75,5$ МПа. Породы малоустойчивы, возможно их обрушение на высоту до 5,5 м. Кливаж 75° . Плотность породы 2,69-2,7 т/м³.

Основная кровля пласта - песчаный сланец мощностью 13-14,5 м средней обрушаемости A_2 . Предел прочности на сжатие $\sigma_{сж} = 86,7$ МПа.

В непосредственной почве залегает глинистый сланец, темно-серого цвета, неустойчивый - $П_1$, мощностью – 0,3-0,7 м.

Основная почва представлена песчаником мощностью 5,5-7,0 м и прочностью $\sigma_{сж} = 108,6-129,9$ МПа. Устойчивость $П_3$. Плотность 2,68 т/м³.

Главные откаточные и вентиляционные штреки, бремсберги и ходки проведены полевыми с расположением их в прочных песчаниках пород почвы на расстоянии 25 – 30 м от пласта h_8 (рис.2).



Рис.1. Стратиграфия пласта h_8 и схема расположения полевого вентиляционного ходка в породах почвы пласта

По рекомендациям ДонУГИ разработчик технического проекта шахты институт «УкрНИИПроект» (г. Киев) принял схему подготовки длинных выемочных столбов (размер крыла по простиранию 2000 м) с использованием промежуточных полевых вентиляционных ходков, позволяющих осуществлять присечное проведение от них вентиляционных штреков сразу после прохода лавы. Данная схема предусматривает проведение промежуточного полевого вентиляционного ходка на всю длину бремсберговой части шахтного поля по падению - от вентиляционного полевого штрека до главного откаточного штрека до начала ведения очистных работ (рис.1). Однако проход очистного забоя над полевой выработкой сопровождается интенсификацией смещений боковых пород на ее контуре за счет фронтального воздействия на выработку опорного давления надрабатывающей лавы.

Для изучения особенностей механизма проявлений горного давления на контуре и в окрестности промежуточного полевого ходка при надработке его 1-й западной лавой восточного блока в нем были проведены инструментальные наблюдения по контурным замерным станциям, которые были начаты 01.02.1988 г. и окончены 31.05.1988 г. Расстояние до надрабатывающей лавы в начале эксперимента составляло 140 м, а на момент его окончания – лавы прошла за полевой ходок на 100 м (рис. 2, 3).

В полевом вентиляционном ходке от проходческого забоя вверх по восстанию выработки было сооружено 6 контурных замерных станций и одна станция (№7) была размещена в средней части наклонной вентиляционной сбойки (рис. 3). Расположение замерных станций было выбрано исходя из необходимости получения информации об особенностях механизма проявления опорного горного давления на характерных участках надрабатываемой полевой выработки. Станция №1 располагалась непосредственно на сопряжении ходка с наклонной сбойкой, станция №2 и №3 были расположены под средней частью надрабатывающей лавы соответственно на расстоянии 20 и 28 м от 1-й станции; станция №4 и №5 располагались на участке влияния верхнего сопряжения надрабатывающего очистного забоя на расстоянии соответственно 81 и 103 м от 1-й

станции и замерная станция №6 – на расстоянии 153 м от 1-й станции (под выработанным пространством на 8 лет ранее отработанной 20-й западной лавы).

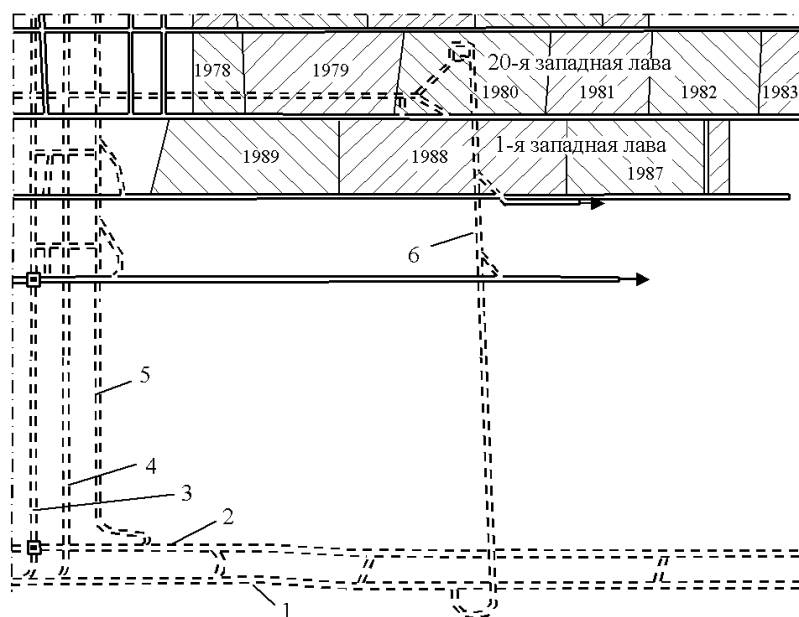


Рис.2. Схема горных выработок западного крыла восточного блока пласта h8 «Фоминской» шахты «Шахтерская-Глубокая»: 1 и 2 – главные откаточные штреки; 3 – конвейерный бремсберг; 4 – людской ходок; 5 – транспортный ходок; 6 – промежуточный полевой вентиляционный ходок №5

На рис. 4 представлен механизм формирования зон разуплотнения боковых пород на контуре надрабатываемого полевого ходка, который по последовательности реализации отдельных его фаз можно условно разделить на четыре характерных этапа.

На первом этапе, начало которого совпадало с началом проведения замеров смещений породного контура, полевой ходок не испытывал интенсивного влияния очистных работ. На протяжении участка подвигания лавы длиной 80 м между отметками «-160» – «-80 м» происходило практически равномерное обжатие элементов крепи по контуру выработки и средняя величина смещений и скорости смещений достигала соответственно 0,2 м и 0,01 м/сут (рис. 5).

На втором этапе, который соответствовал подвиганию очистного забоя между отметками «-80» – «-40 м», наблюдалась резкая интенсификация как смещений, так и скорости смещений боковых пород на контуре полевой выработки. При этом преобладающими являлись боковые смещения со стороны накатывающейся лавы. Как видно из рисунка 4, выдавливание почвы в полость выработки также имело специфический характер за счет сдвига максимума смещений на величину 1,0 – 1,2 м в сторону левой ножки крепи. Средняя величина смещений и скорости смещений достигала соответственно 0,45 м и 0,025 м/сут (рис. 5).

На третьем этапе – участок подвигания надрабатываемой лавы между отметками «-40» – «0 м», при значительных смещениях правого ближнего к лаве бока выработки наблюдалось интенсивное смещение пород кровли. Величина пучения пород почвы при этом возрастала практически в 2 раза по сравнению с первым этапом, причем, на расстоянии 1,3 – 1,4 м от левой ножки крепи формировался ярко выраженный максимум смещений верхнего слоя почвы в виде складки, смещенной от вертикали в левую

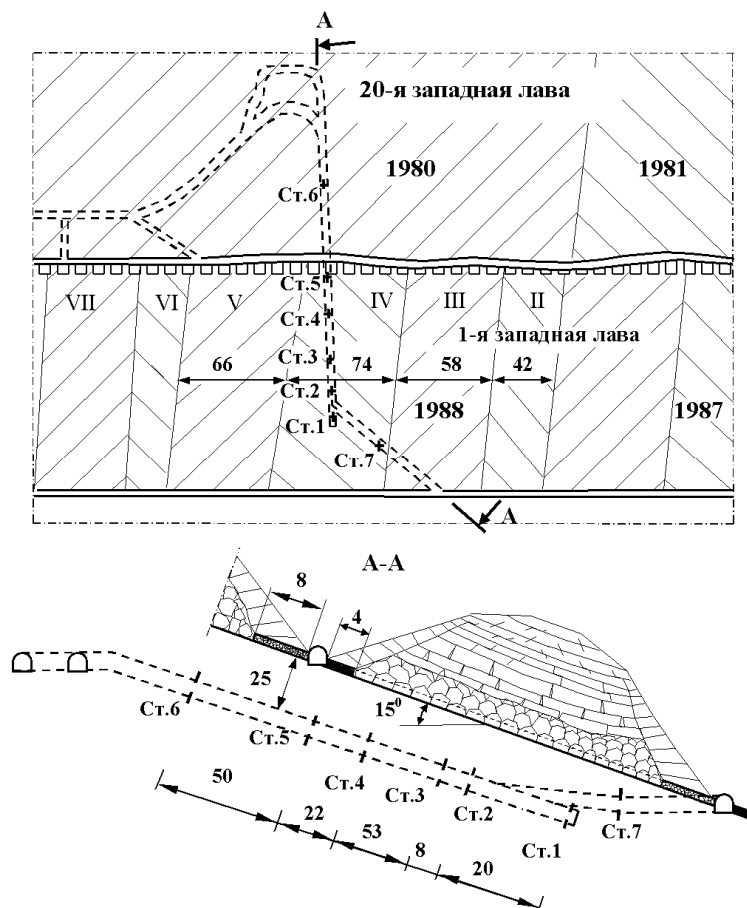


Рис.3. Схема расположения контурных замерных станций в полевом вентиляционном ходке №5 при надработке его 1-й западной лавой восточного блока пласта h_8

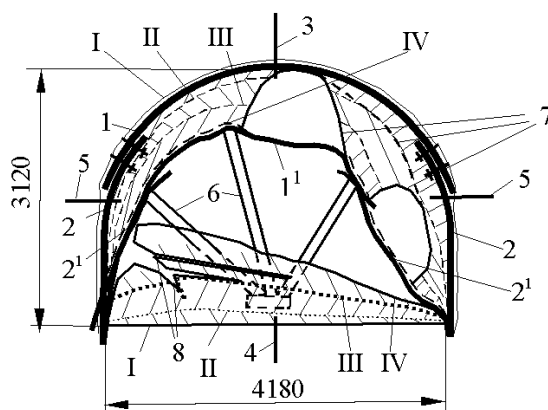


Рис.4. Характер смещений породного контура и состояние арочной крепи вентиляционного ходка при его надработке: I – вне зоны влияния очистных работ (участок 160 – 80 м до лавы); II – 80-40 м; III – 40-0 м до надрабатываемой лавы; IV – 0-60 м за 1-й западной лавой; 1, 1' и 2, 2' – положение соответственно верхняка и ножки арочной крепи в начале и в конце эксперимента; 3, 4 и 5 – соответственно верхний, нижний и боковые контурные реперы; 6 – деревянные стойки веерной крепи усиления; 7 – вывалы пород в кровле и в боку выработки; 8 – разлом и надвиг верхних слоев почвы

сторону выработки под углом $60-70^{\circ}$. Средняя величина смещений и скорости смещений достигала соответственно 1,4 м и 0,057 м/сут (рис. 5).

Вследствие значительных боковых нагрузок происходило выдавливание правых ножек крепи в выработку с перекосом арок и заклиниваем замков арочной крепи по правому боку. С левой стороны за счет выполаживания сопрягающихся верхняка и ножки происходило их проскальзывание и вдавливание верхняка в левый бок выработки. Прослабленные замки крепи при этом соскальзывали вниз по левой ножке арки.

На четвертом этапе, на участке подвигания 1-й западной лавы между отметками «0» – «+60 м», когда очистной забой проходил над полевой выработкой и затем удалялся от нее, на фоне снижения величины смещений правого бока и уменьшения величины пучения почвы в правой части выработки наблюдались интенсивные смещения пород кровли и выдавливание верхняка в полость выработки. При этом также наблюдалась интенсификация смещений пород в левом боку надрабываемого хода.

Следует отметить, что крепь усиления из 3-х веерно расположенных деревянных стоек, установленных по длине полевого хода при расстоянии до надрабываемой лавы 30-40 м, не позволила консолидировать работу арочной крепи и не обеспечила сохранение устойчивости выработки. Это можно объяснить тем, что до момента установки крепи усиления на контуре полевой выработки вследствие формирования запредельного напряженного состояния произошло разуплотнения пород с образованием локальных зон сжатия. Практически все деревянные стойки веерной крепи усиления были вдавлены в кровлю и бока выработки (если стойки устанавливались не под верхняк или ножку крепи) и в почву – даже при наличии поперечных деревянных подложек (рис. 4).

Весьма характерным моментом в деформациях боковых пород на контуре надрабываемого полевого хода являлась интенсификация вертикальных смещений кровли по сравнению с величиной пучения почвы на участке полевой выработки в створе с охранными угольными целиками, оставляемыми под вентиляционным штреком 1-й западной лавы. Если на большинстве замерных станций (№1, 2, 3, 4, 7) соотношение смещений кровли и почвы в общей вертикальной конвергенции изменялось в среднем в пределах от 40/60% до 45/55%, то для замерной станции №5 – это соотношение составляет 70 на 30%. Охранные угольные целики, являясь своеобразным штампом, концентрировали по своей площади и передавали повышенное опорное давление в породы кровли и почвы пласта. Кроме того, при проходе надрабываемой лавы над вентиляционным ходком, на участке полевой выработки в створе с угольными целиками, даже при наличии веерной усиливающей крепи, произошел вывал пород кровли на 3-х рамах арочной крепи на высоту 0,8 – 1,2 м, что привело к необходимости перекрепления данного участка выработки. Средняя величина смещений и скорости смещений достигала соответственно 1,65 м и 0,002 м/сут (рис. 5).

Таким образом, на основании анализа развития деформационных процессов в приконтурной части вмещающих пород и характера их смещений в зависимости от расстояния до надрабываемой лавы (рис. 4, 5), можно отметить, что за счет воздействия горизонтальной составляющей временного опорного давления в правом боку выработки уже на расстоянии 25-30 м формировалась локальная зона сжатия пород, которая предопределила первоочередное разуплотнение породных отдельностей и выдавливание правой ножки крепи в выработку с разрывом замков и изгибными деформациями элементов крепи.

По мере приближения к полевому ходу надрабываемой лавы локальные зоны сжатия формировались вначале в правом боку, а затем в почве и кровле выработки. Они совместно с ранее упомянутой зоной сжатия в правом боку хода предопределили разуплотнение вмещающих пород с последующим смещением их в полость выработки.

Общий характер смещений боковых пород на контуре фронтально надрабываемой полевой выработки был характерен неравномерностью и разноскоростным режимом смещений пород на контуре выработки.

Породы почвы пласта выдавливались в полость выработки с образованием асимметричной складки, гребень которой был сдвинут влево от оси выработки на 1,1-1,2 м, а вертикальная ось складки наклонена в сторону левой ножки крепи на $35-40^{\circ}$. На расстоянии 10-15 м от лавы вдоль левого бока выработки по гребню складки вдоль всего вентиляционного ходка произошел разлом 2-х верхних слоев почвы с надвигом их до левой ножки крепи. Линия простирания разлома располагалась на переменном расстоянии в 0,2 – 0,5 м от левой ножки крепи.

На расстоянии 20-25 м надрабывающей лавы от выработки и до момента ее подхода к створу с выработкой наблюдалась интенсификация смещений пород кровли при одновременном выдавливании правой ножки крепи в полость выработки. Затем, по мере движения надрабывающей лавы, характер развития деформаций боковых пород в этих зонах сжатия был различен. Если в правом боку выработки смещения плавно затухали, то в левом боку и в кровле пласта смещения продолжались до момента отхода лавы на расстояние 25-30 м. Смещения пород почвы после прохода лавы также плавно затухают и прекращаются на расстоянии 15-20 м вслед за лавой.

Графики средних смещений боковых пород по контурным станциям №2, 3 и 4 приведены на рис. 5.

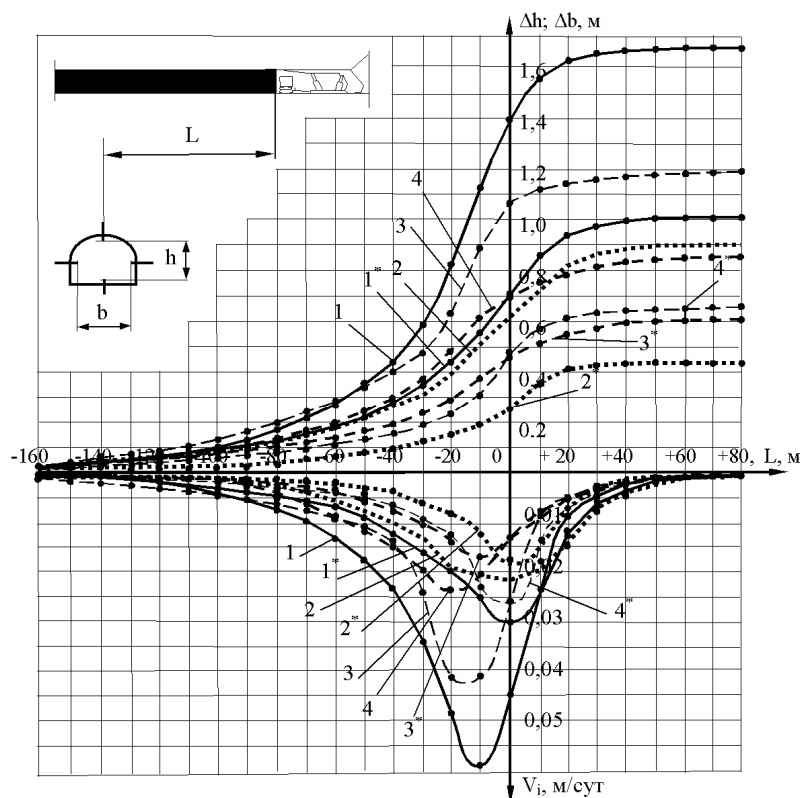


Рис.5. График зависимости средних величин смещений и скоростей смещений вмещающих пород на контуре полевой вентиляционной ходка №5 (по контурным станциям №2, 3 и 4) от расстояния до надрабывающей лавы №1: 1 – кровли-почвы; 2 – почвы; 3 и 4 – боковые смещения породного контура соответственно со стороны надрабывающей лавы и с противоположной стороны, со значком (...) * представлены графики для контурной станций №1, расположенной в створе с диагональной сбойкой

Из представленных графиков видно, что средние смещения и скорость смещений пород кровли и почвы практически в 2,0 и 1,9 раза превышали соответствующие показатели конвергенции полевого вентиляционного ходка на контурной станции №1 при его наработке 1-й западной лавой пласта h_8 . При этом доля смещений пород почвы в общей вертикальной конвергенции составляла соответственно 43 и 33%. Также следует отметить, что боковые смещения в полевом ходке со стороны наработывающей лавы (правый бок выработки) в 1,34 раза превышали смещения пород в левом боку ходка.

Расположение первой замерной станции в нижней части полевого вентиляционного ходка, когда между ним и накатывающейся 1-й западной лавой находилась диагональная сбойка, соединяющая ходок и 1-й западный транспортный штрек, позволило установить степень влияния заранее образованной технологической полости на механизм деформирования боковых пород на контуре ходка.

Было установлено, что наличие демпферной полости позволило снизить смещения и скорости смещений на контурной станции №1 по сравнению со средними значениями по станциям №2, 3 и 4: кровли-почвы на 0,8 м или в 2 раза, почвы – на 0,34 м или в 2,3 раза, правого бока выработки со стороны наработывающей лавы на 0,51 м или в 2,33 раза и левого бока выработки – на 0,21 м или в 1,36 раза.

Таким образом, установлено, что наличие демпферной полости между наработывающей лавой и наработываемой полевой выработкой обеспечивает значительное снижение смещений боковых пород на контуре выработки (особенно кровли и боковой части выработки со стороны лавы).

Данный способ охраны наработываемых выработок может быть использован для обеспечения их устойчивости на участке наиболее интенсивных проявлений горного давления на участке выработки, расположенном в створе с нижней частью наработывающей лавы.

Библиографический список

1. Костенко В. К. Исследование и обоснование параметров расположения основных полевых подготовительных выработок в зонах разгрузки при разработке пологих пластов на глубоких горизонтах: автореф. дис. канд. техн. наук / В. К. Костенко. - Донецк, 1982. - 18 с.
2. Чумак А. С. Особенности механизма смещений вмещающих пород при последующей наработке выработок / А. С. Чумак, М. П. Зборщик, В. В. Назимко // Уголь Украины. -1985.- № 8.-С. 24-26.
3. Шепеленко В. А. Опыт поддержания полевых выработок глубоких горизонтов в условиях наработки / В. А. Шепеленко, Н. В. Игнатович. - Донецк: Донбасс, 1993.- 22 с.
4. Копылов А.Ф. Механизмы деформирования наработываемых выработок / А.Ф.Копылов, В.В.Назимко // Уголь Украины. -1994. - № 5. - С. 10-12.

Надійшла до редколегії 15.12.2009

Надані результати спостережень за особливостями механізму деформування бічних порід на контурі польової виробки, яка фронтально нароблюється.

Ключові слова: шахта, глибина, стійкість, польова виробка, гірничий тиск, механізм деформування, зміщення, контур, репер, покрівля, підшва, лава

Here presented the observations for the special features of the mechanism of the wall rock deformation on the outline of the frontal field upper working.

Keywords: Mine, depth, stability, field working, rock pressure, the mechanism of deformation, displacement, outline, bench-mark, roofing, soil, the lava

УДК 622.831

С.В.ПОДКОПАЕВ (д-р техн.наук, проф., ДонНТУ)

А.Н.МИХАЙЛОВ (асп., ДонНТУ)

Ю.А.МАЛЕВАННЫЙ (инж., ДонНТУ)

Т.О.ХУДОЛЕЙ (магистрант, ДонНТУ)

А.Н.ДРОБЫШИНЕЦ (инж., тер. упр. Госгорпромнадзора Украины в Донецкой.обл.)

НЕКОТОРЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПО ИЗУЧЕНИЮ УСТОЙЧИВОСТИ БОКОВЫХ ПОРОД КРУТЫХ ВЫБРОСОПАСНЫХ ПЛАСТОВ

Проведенные исследования позволили установить, что с точки зрения распределения напряжений в массиве пород и на контуре выработки средства охраны должны быть податливыми и иметь достаточную сопротивляемость. Соблюдение этих требований обеспечит не только разгрузку массива, но и позволит предотвратить обрушения и расслоения боковых пород и, как следствие этого, снизить уровень травматизма от рассматриваемого фактора.

Ключевые слова: травматизм, обрушения пород, разгрузка углепородного массива, сдвигание пород, выбросоопасный пласт

Проблема и ее связь с практическими задачами. Разработка угольных пластов Центрального района Донбасса в настоящее время ведется на глубинах значительно ниже зоны газового выветривания. Отрабатываемые угольные пласты, как правило, залегают свитами и, в 60% случаев расстояние между ними не превышает 50м. Около 68% подготовительных выработок проводятся по неустойчивым и средней устойчивости породам.

Опыт работы шахт Центрального района Донбасса показывает, что с ростом глубины разработки, отработка угольных пластов осложняется ухудшающимися с глубиной горно-геологическими условиями: наличием неустойчивых вмещающих пород, изменением интенсивности смещений и формы их проявлений, в результате чего имеют место случаи расслоения боковых пород, обрушений пород кровли и сползаний пород почвы. Такое положение представляет серьезную опасность и приводит не только к разрушению выработок, но и травматизму рабочих.

Анализ производственного травматизма от обрушений пород за десятилетний период (1998-2008г.г.) указывает на то, что около 65% травм приходится на очистные забои; на забои подготовительных выработок приходится 22%, а травматизм при перекреплении выработок составляет около 12% [1,2]. Очевидно, для снижения уровня травматизма по рассматриваемому фактору необходима разработка современных научно — обоснованных мер, направленных прежде всего на повышение устойчивости боковых пород.

Анализ основных исследований и публикаций. В течение почти столетия при разработке угольных пластов с крутым залеганием применяется этажный способ подготовки шахтных полей с отработкой этажей в нисходящем порядке. Изучение процессов сдвижения и деформаций боковых пород показало [3,4], что при отработке пластов в таких условиях происходит образование характерных зон сдвижения, а с увеличением угла падения появляется тенденция к сдвигу породных слоев по напластованию.

Ранее проведенными исследованиями установлено [5], что для формирования условий сползания пород почвы угольных пластов обязательным является наличие слабого слоя внутри пород непосредственной почвы. Сползанию, связанному с отрывом некоторой толщи от остального массива предшествует их расслоение. Последнее приводит к потере несущей способности крепи как в очистном забое, так и выработанном пространстве и, как следствие этого — к возможному завалу не только очистного забоя, но и некоторой части откаточного штрека.

Установлено [6], что особенность пластов со сползающими породами почвы или кровли состоит в том, что между сползающим слоем и (выше-) нижележащими породами отсутствует какая — либо связь, имеются гладкие поверхности наложения или (выше-) ниже его залегает пропласток угля или углистого сланца. Например, в таких горно-геологических условиях на шахте им. В.И.Ленина ГП «Артемуголь», при разработке пласта I₅ — запад, гор.860м произошло внезапное сдвижение пород кровли над откаточным штреком в опережающей нижней печи, в результате чего крепь штрека была деформирована на протяжении 20м.

На шахте им. М.И.Калинина ГП «Артемуголь» при разработке пл. k₇ — запад, гор.740м в лаве произошло сползание непосредственной почвы мощностью до 1,2м по угольному пропластку. Площадь сползания пород почвы составила до 350 м².

Приведенные случаи обрушений боковых пород указывают на актуальность рассматриваемого вопроса и на необходимость решения ряда задач и, в первую очередь, установления и прогнозирования опасных зон, своевременной разработке мероприятий по предотвращению возможности внезапных и опасных проявлений.

Изложение основного материала. Известно [3,5,7], что отработка угольного пласта вызывает обрушения, неразрывное деформирование, сдвижение и деформации осадочных пород, залегающих выше и ниже отработанного пласта. Названные деформации способствуют образованию зон разгрузки в кровлю и почву отработываемого пласта. Реальный осадочный (угленосный) массив представляет собой чередующиеся слои как угольных пластов и прослоев, так и самых различных пород. Во всех случаях контакт между слоями представлены глинистыми разностями. Поэтому, в зонах разгрузки глинистые породы разгружаясь и увеличиваясь в объеме, во времени, отрывают слои более прочных пород. Такие процессы, происходящие в породах междупластья, способствуют прежде всего расслоению, проскальзыванию пород на контактах под или надработанных слоев. Наличие слабых пород в непосредственной почве делает еще более вероятным их сползание.

Ранее нами было установлено [8], что наиболее опасными являются нижняя и средняя части лавы, в которых расслоения пород почвы могут проявляться по мере выемки угля.

С целью снижения травматизма от обрушений боковых пород при разработке крутых выбросоопасных пластов были проведены исследования на моделях из оптически чувствительных материалов. Исследования проводились для нижней части лавы, в окрестности которой изучали распределение касательных напряжений. Считается [9], что в реальных пластах и горных породах, концентрация напряжений приводит к пластическим деформациям. При использовании оптического метода в изучаемых моделях допускалось следующее условие: разгрузка осадочного массива происходит с течением времени в местах концентрации сжимающих и растягивающих напряжений.

Для решения поставленной задачи была использована экспериментальная установка ППУ — 4, при моделировании на которой использовали известный способ сопоставления цветов и полос распределения касательных напряжений [10]. Всего было отработано 8 моделей, размером 0,3×0,3м толщина которых составляла 25мм, а напряженное состояние создавалось пригрузом, позволяющим моделировать глубину разработки, соответствующую 750м, 1000м, 1200м и 1500м. Мощность угольного пласта 1м, угол падения 60⁰, породы непосредственной кровли и почвы были представлены глинистым сланцем мощностью 4м, основной — песчаным сланцем мощностью 6м.

В результате проведенных исследований в изучаемых моделях наблюдалось сложная картина распределения касательных напряжений в массиве пород (рис.1.а,б). Установлено, что без эффективного поддержания нависающей толщи, геомеханическая обстановка в нижней части лавы резко ухудшается. Так, на глубине 1200м имеет место

более высокая концентрация напряжений не только в боковых породах и подошве штрека, но и на контуре выработки в месте изгиба пород кровли и почвы (рис.1.а). При проведении следующей серии экспериментов было установлено, что изменение геометрических параметров обнажений боковых пород существенно снижает степень вредного влияния в них касательных напряжений. Наиболее благоприятная геомеханическая обстановка в окрестности выработки отмечается при наличии в выработанном пространстве широкой податливой опоры с конечной величиной усадки. Общий характер распределения касательных напряжений в массиве пород определяется усадкой опоры. Однако степень поддержания боковых пород опорой недостаточна для восстановления первичного напряженного состояния, в результате чего и происходит перераспределение напряжений (рис.1. б).

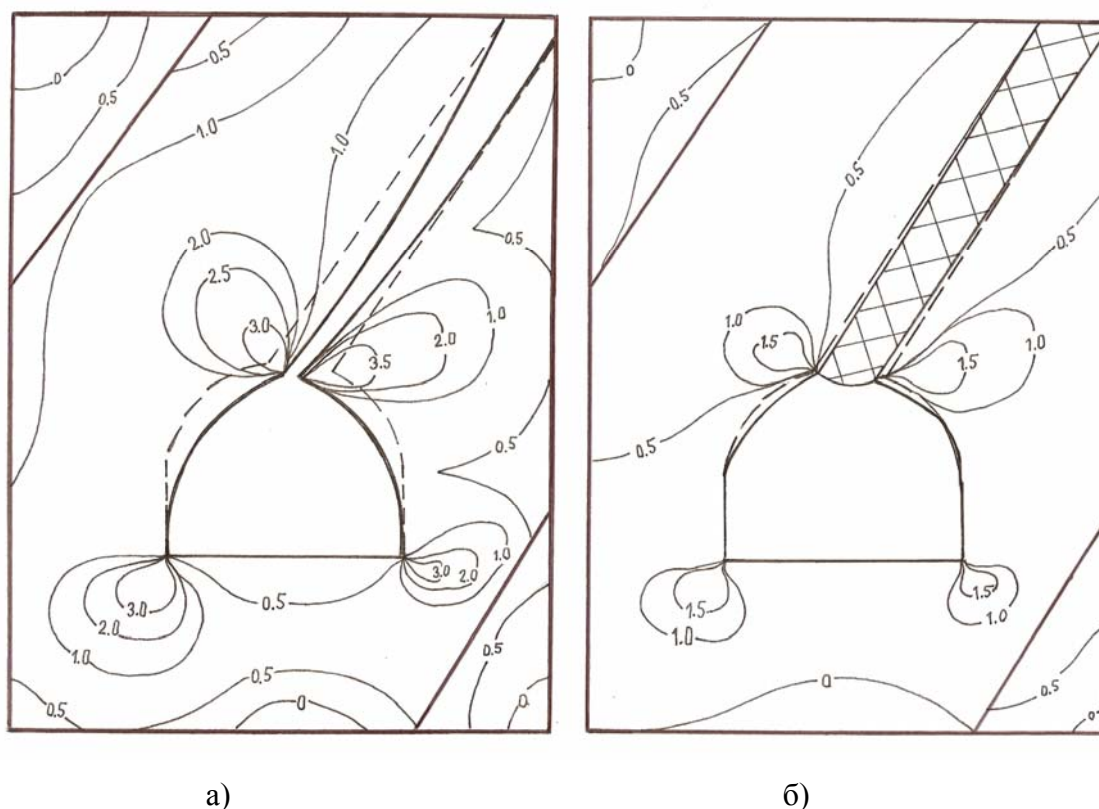


Рис.1. Характер распределение касательных напряжений в окрестности выработок на глубине 1200м: а) при отсутствии опоры над штреком; б) при наличии над штреком широкой податливой опоры

Таким образом, проведенный комплекс исследований позволяет считать, что при прочих равных условиях вероятность появления расслоения и обрушений боковых пород будет всегда большей при отсутствии в выработанном пространстве широкой податливой опоры. Природа улучшения состояния пород кровли и почвы в этом случае заключается в характере их взаимодействия с опорой. Причем усадка последней определяет величину деформаций боковых пород, которая может не выходить за пределы допустимых значений.

Вывод. Для предотвращения травматизма от обрушений при разработке крутых выбросоопасных пластов возводимые средства охраны в нижней части лавы должны быть податливыми. Это позволит создать не только разгрузку массива, но и предотвра-

тять расслоения боковых пород за счет достаточной сопротивляемости широких податливых опор.

Библиографический список

1. Снижение травматизма от проявлений горного давления / Николин В.И., Подкопаев С.В., Агафонов А.В. и др. // Донецк: Норд — Пресс, 2005. - 331с.
2. Кузьменко Н.С. Развитие научных основ обрушаемости пород и предотвращение травматизма в очистных выработках угольных шахт: автореф.дисс. ... докт.техн.наук / Н.С. Кузьменко. – Макеевка: МакНИИ, 2007. - 36с.
3. Жуков В.Е. Обоснование стратегии совершенствования разработки крутых пластов в Центральном районе Донбасса / В.Е. Жуков // Уголь Украины. - 1988.-№7. - С.2 - 6.
4. Жуков В.Е. Теоретические и экспериментальные предпосылки технологического прорыва при разработке крутых пластов / В.Е. Жуков // Уголь Украины. - 1998. - №5. - С.3 - 6.
5. Селезень А.Л., Томасов А.Г., Андрушко В.Ф. Поддержание подготовительных выработок при разработке крутых пластов / А.Л. Селезень, А.Г. Томасов, В.Ф. Андрушко. - М.: Недра. - 1977. - 205с.
6. Отработка крутых пластов в сложных условиях / Н.А.Шаповал, Б.И.Курицын, В.И.Курепин и др. – Донецк: Донбасс, 1978. – 71с.
7. Авершин С.Г. Сдвигание горных пород при подземных разработках / С.Г. Авершин. – М.: Углетехиздат. 1947. – 208с.
8. Гончаров А.Д. К вопросу устойчивости пород междупластья при разработке крутых выбросоопасных угольных пластов / А.Д. Гончаров, С.В. Подкопаев, А.Н. Михайлов и др. // Изв. Донецкого горного института. – 2008. - №1. – С.138 – 141.
9. Баклашов И.В. Деформируемость и разрушение породных массивов. – М.:Недра, 1988. – 271 с.
10. Методические указания по изготовлению моделей из оптически чувствительных материалов для исследования проявлений горного давления. – Л.: ВНИМИ, 1970.– 180с.

Надійшла до редколегії 16.11.2009

Проведені дослідження дозволили встановити, що з погляду розподілу напруги в масиві порід і на контурі виробок засоби охорони повинні бути податливими і мати достатню опірність. Дотримання цих вимог забезпечить не тільки розвантаження масиву, але і дозволить запобігти обваленням і розшаруванням бічних порід і, як наслідок цього, понизити рівень травматизму від даного чинника.

Ключові слова: травматизм, обвалення порід, розвантаження вуглепородного масиву, зрушення порід, викидонебезпечний пласт

The conducted researches allowed to set that from point of distributing of tensions in the array of breeds and on the contour of making of mean of guard must be pliable and has sufficient resistance. The observance of these requirements will provide not only unloading of array but also will allow to prevent bringing down and stratifications of lateral breeds and, as a result of it, to reduce the level of traumatism from the examined factor.

Key words: Traumatism, bringing down of breeds, unloading of Coal and pedigree array, moving of breeds, landings layer

УДК 622.2.06

О.Г.ДОЦЕНКО (ассист., ДонНТУ)

АНАЛИЗ ЗАТРАТ НА РЕМОНТ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК

В статье приведены результаты анализа затрат на ремонт выработок, подверженных влиянию повышенного горного давления, от горно-геологических и горнотехнических факторов, характеризующих условия их эксплуатации.

Ключевые слова: подготовительная выработка, анализ затрат, количественные и качественные факторы, подрывка почвы, перекрепление выработки

Поддержание горных выработок в удовлетворительном состоянии является первоочередной задачей по обеспечению бесперебойной работы очистного забоя.

В процессе длительной эксплуатации на глубинах свыше 1000 м смещения боковых пород в подготовительных выработках увеличиваются в 1,5-1,7 раза [1]. Их сечения уменьшаются, деформируются; ухудшаются условия ведения очистных работ; не соблюдаются ТБ и ПБ. Появляется необходимость ведения трудоемких ремонтных работ, сопряженных с дополнительными расходами материальных ресурсов, что находит отражение в себестоимости добываемого угля.

На основании отчетов участков РВУ антрацитовых шахт Донбасса, охватывающих период времени с 2001 по 2008 год, определена стоимость ремонта 1 м выработки, зависящая от горно-геологических и горнотехнических условий. С помощью процедуры наращивания денежных потоков стоимостные величины приведены к одному моменту времени - к концу 2008 года. В стоимость ремонта включены расходы на оплату труда, отчисления в фонды социального страхования, материальные расходы и амортизация.

Коэффициенты приведения затрат к концу 2008 года на заработную плату показаны в таблице 1.

Таблица 1

Тарифные ставки подземных рабочих за период с 2001 по 2008 г

Год Разряд	2000	2001	2002	2003	2004	2005	2006	2007	2008
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
6	15,57	21,30	24,79	24,79	24,79	54,81	78,60	96,06	132
5	13,38	18,30	21,30	21,30	21,30	47,16	67,62	82,62	113,58
4	11,70	16,02	18,60	18,60	18,60	41,16	58,98	72,06	99,06
3	10,38	14,22	16,50	16,50	16,50	36,60	52,44	64,08	88,08
2	9,42	12,84	15,00	15,00	15,00	33,18	47,58	58,14	79,92
1	8,63	11,76	13,74	13,74	13,74	30,46	43,68	53,54	73,32
Коэффициент перевода заработной платы к 2008 году	8,48	6,2	5,32	5,32	5,32	2,41	1,68	1,374	1

Инфляция отражается на величине материальных затрат. В таблице 2 представлены величины годовой инфляции на промышленные товары за рассматриваемый период, и указан индекс цен, приведенный к 2008 году, определяемый по формуле (1):

$$ИЦ_n = (1 + i_t) \cdot (1 + i_{t-1}) \cdot \dots \cdot (1 + i_n), \quad (1)$$

где i_t – величина инфляция за t -ый год в долях от единицы;

i_n – величина инфляции за 2008 год.

Из-за недостатка денежных средств на шахтах чаще проводят подрывку пород почвы и в случаях деформации крепи - перекрепление выработок. В таблице 3 отражены результаты одномерного анализа затрат на осуществление ремонтных работ.

Таблица 2

Изменение материальных затрат на ремонт 1 м выработки в зависимости от инфляции

Год	Годовая инфляция, %	Индекс цен, приведенный к началу 2009 года
2000	25,8	2,83
2001	6,1	2,249
2002	-0,6	2,12
2003	8,2	2,133
2004	12,3	1,971
2005	10,3	1,755
2006	11,6	1,591
2007	16,6	1,426
2008	22,3	1,223
2009	-	1

Таблица 3

Результаты одномерного анализа затрат на ремонтные работы по состоянию на 2008 год

Показатель	Результаты одномерного анализа	
	на замену крепи в выработке	на подрывку почвы в выработке
Средняя величина затрат, грн	4883	2079
Среднее отклонение, грн	574	317
Минимальная сумма затрат, грн	4071	1674
Максимальная сумма затрат, грн	6183	2592
Количество значений в выборке	25	31

Ремонтные расходы зависят от горно-геологических и горнотехнических количественных (V_i) и качественных (U_i) показателей (табл. 4).

Таблица 4

Факторы, влияющие на себестоимость ремонта выработки

Горно-геологические факторы			Горнотехнические факторы		
V_1	m	мощность пласта, м.	V_6	l_p	расстояние между рамами крепи, м.
V_2	$\angle \alpha$	угол падения пласта, град.	V_7	S_c	сечение выработок в свету, m^2 .
V_3	H	глубина ведения работ, м	V_8	S_d	сечение выработок в черне, m^2 .
V_4	$f_{кр}$	крепость пород кровли	V_9	$\Delta S_{абс}$	абсолютная потеря сечения, m^2
V_5	f_n	крепость пород почвы	V_{10}	$\Delta S_{отн}$	относительная потеря сечения, %
U_1		породы кровли	U_3		подрывка боковых пород
U_2		породы почвы			

С помощью корреляционной матрицы определена зависимость затрат на ремонт от количественных факторов (табл. 5 и 6), по данным матрицы на рисунках 1 и 2 показаны графы корреляционной связи.

Таблица 5

Корреляционная матрица зависимости затрат на перекрепление подготовительных выработок от количественных факторов

	m	$\angle\alpha$	H	$f_{кр}$	f_n	L_p	S_c	S_d	$\Delta S_{абс}$	$\Delta S_{отн}$	Z
m	1										
$\angle\alpha$	-0,04	1									
H	0,66	-0,1	1								
$f_{кр}$	-0,24	-0,74	-0,19	1							
f_n	0,02	-0,16	-0,01	0,3	1						
L_p	-0,38	0,44	-0,44	-0,05	0	1					
S_c	0,05	-0,25	-0,05	0,03	0,08	-0,33	1				
S_d	-0,03	-0,43	-0,1	0,34	0,25	-0,42	0,73	1			
$\Delta S_{абс}$	0,41	-0,3	0,51	0,06	0,12	-0,45	0,42	0,45	1		
$\Delta S_{отн}$	0,44	-0,23	0,58	0,07	0,12	-0,34	-0,01	0,14	0,9	1	
Z	0,57	-0,06	0,48	-0,14	0,28	-0,50	0,05	0,09	0,34	0,35	1

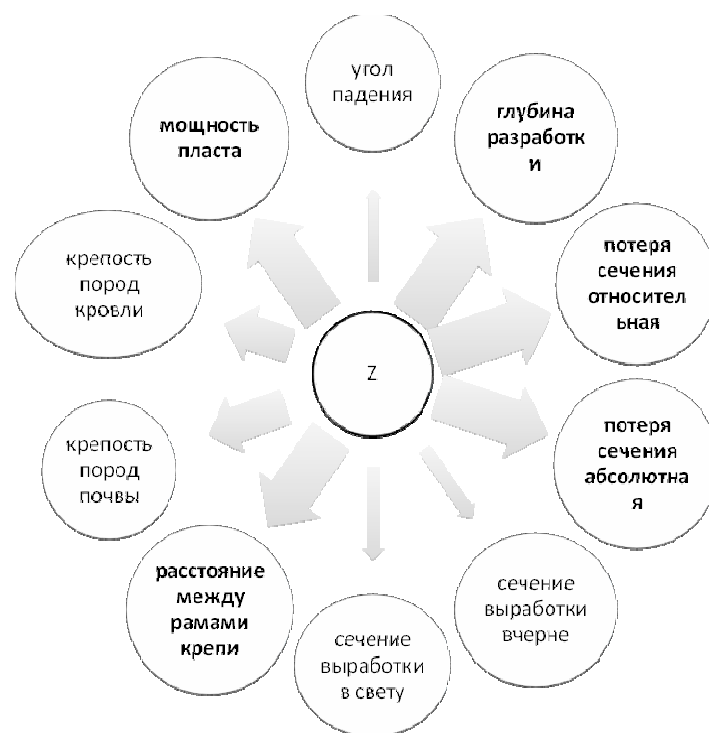


Рис.1. Графы корреляционной связи затрат на перекрепление выработки от количественных факторов, характеризующих условия ее эксплуатации

Таблица 6

Корреляционная матрица зависимости затрат на подрывку почвы в подготовительных выработках от количественных факторов

	m	$\angle\alpha$	H	f_{kp}	f_n	L_p	S_c	S_d	$\Delta S_{абс}$	$\Delta S_{отн}$	Z
m	1										
$\angle\alpha$	0,19	1									
H	0,47	0,07	1								
f_{kp}	-0,56	-0,66	-0,12	1							
f_n	-0,14	-0,02	0,20	0,35	1						
L_p	-0,29	0,05	-0,70	0,06	-0,11	1					
S_c	0,07	0,43	-0,19	-0,38	0,08	0,09	1				
S_d	-0,09	0,20	-0,14	-0,05	0,38	-0,01	0,84	1			
$\Delta S_{абс}$	0,28	0,17	0,72	-0,17	0,03	-0,56	0,10	0,00	1		
$\Delta S_{отн}$	0,24	0,02	0,77	-0,03	0,01	-0,58	-0,28	-0,30	0,92	1	
Z	0,04	-0,11	-0,49	0,09	0,13	-0,44	-0,45	-0,23	0,52	0,69	1

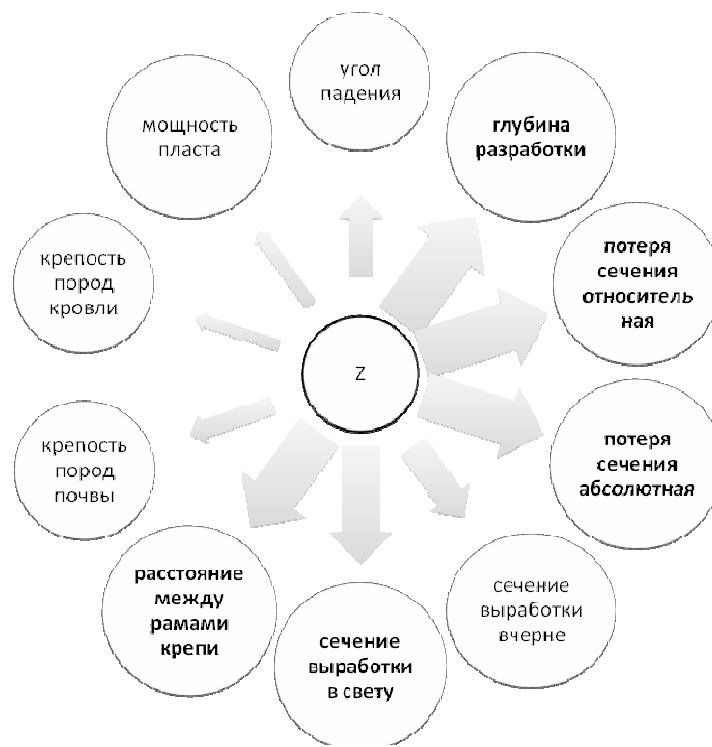


Рис. 2. Графы корреляционной связи затрат на подрывку почвы выработки от количественных факторов, характеризующих условия ее эксплуатации

Влияние качественных показателей на величину затрат определялось путем группирования и сравнения средних величин. При проведении работ по замене крепи на сумму расходов влияет подрывка боковых пород (табл. 7).

Очевидно, что при верхней подрывке средние затраты на перекрепление будут на 500 грн больше, чем при нижней или смешанной. В уравнении регрессии качественный фактор учтен путем введения фиктивной переменной W . При нижней и смешанной подрывке $W = 0$, а при верхней $W = 1$.

Таблица 7

Средние затраты на перекрепление выработки при различных типах подрывки боковых пород

Тип подрывки боковых пород	Средняя величина затрат на перекрепление, грн/м	Количество выработок, участвующих в анализе
нижняя	4528	9
смешанная	4621	5
верхняя	5292	11

На сумму расходов, связанных с подрывкой почвы, возможно, оказывает влияние тип пород почвы. Если почва выработки представлена аргиллитом, то в среднем затраты на подрывку будут больше на 300-400 грн/м. Ввиду отсутствия достаточного количества данных в выборке подтвердить математическими методами данный факт не представляется возможным.

Таблица 8

Регрессионные зависимости затрат на ремонтные работы от значимых количественных и качественных факторов

Показатели, характеризующие регрессионную зависимость	Вид ремонта	
	Перекрепление выработки	Подрывка почвы выработки
Регрессионная зависимость	$Z = 5195 - 116 \cdot m + 0,47 \cdot H - 1333 \cdot I_p + 5,62 \cdot \Delta S_{отн} + 673,5 \cdot W$	$Z = 2719 - 0,29 \cdot H - 361,2 \cdot I_p - 62 \cdot S_c + 23 \cdot \Delta S_{отн}$
Коэффициент детерминации R^2	0,6	0,56
Коэффициент корреляции R	0,78	0,75
Среднеквадратическая ошибка уравнения σ	406,8	226,77
Относительная погрешность аппроксимации ϵ	5,5	9

Прогнозная стоимость ремонта выработки, рассчитанная по полученной зависимости, будет отражать уровень затрат 2008 года. Так как деньги имеют тенденцию обесцениваться с течением времени, то величину затрат в рассматриваемом t -ом году следует скорректировать на множитель наращивания (M_n), учитывающий рост цен на материалы, заработной платы, отчислений на социальное страхование с заработной платы.

$$M_n = 1 + q_{зп} \cdot I_{mc} + q_{cc} \cdot I_{cc} + q_m \cdot I_u, \quad (2)$$

где $q_{зп}$, q_{cc} , q_m – удельный вес соответственно заработной платы, отчислений в фонды социального страхования и материальных затрат в себестоимости 1 м выработки;

I_{mc} , I_{cc} , I_u – индекс изменения соответственно тарифных ставок, процента отчислений в фонды социального страхования и цен на материалы промышленной группы.

$$I_{mc} = \frac{TC_t}{TC_{2008}}, \quad (3)$$

где TC_t – средняя тарифная ставка на подземных работах в t -ом году;
 TC_{2008} – средняя тарифная ставка на подземных работах в 2008 году; $TC_{2008} = 97,66$ грн.

$$I_{mc} = \frac{CC_t}{CC_{2008}}, \quad (4)$$

где CC_t – процент отчислений в фонды социального страхования в t -ом году;
 CC_{2008} – то же в 2008 году; $CC_{2008} = 0,498$

$$I_{\Pi} = (1 + i_{2009}) \cdot (1 + i_{2010}) \cdot \dots \cdot (1 + i_t), \quad (5)$$

где i_{2009} , i_{2010} – уровень инфляции на товары промышленной группы соответственно в 2009 и 2010 году, в долях от единицы;
 i_t – уровень инфляции на товары промышленной группы в t -ом году.

Таблица 9

Множитель наращения, подлежащий использованию для прогнозирования затрат на ремонт выработок в следующих за 2008 г. годах

Вид ремонта	Структура себестоимости ремонта выработки, %			Множитель наращения затрат, M_{Π}
	заработная плата	отчисления в фонды социального страхования	материальные затраты	
Замена рам крепи	42,11	20,97	36,13	$M_{\Pi} = 1 + 0,004 \cdot TC_t + 0,422 \cdot CC_t + 0,36 \cdot I_{\Pi}$
Подрывка пород почвы	55	27	18	$M_{\Pi} = 1 + 0,0056 \cdot TC_t + 0,542 \cdot CC_t + 0,18 \cdot I_{\Pi}$

Выводы

Определены горно-геологические и горнотехнические факторы, влияющие на стоимость ремонта подготовительных выработок, подверженных влиянию очистных работ, на антрацитовых шахтах Донбасса. Стоимость ремонта выработок в 2008 году составила 2080 – 5890 грн/м.

Полученные уравнения регрессии по каждому виду ремонта позволяют прогнозировать себестоимость ремонтных работ. В качестве временного фактора рекомендуется использовать множитель наращения M_{Π} , учитывающий изменение заработной платы, процента отчислений в фонды социального страхования с заработной платы и затрат на материалы.

Библиографический список

1. Технологические схемы разработки пологих пластов на шахтах Украины. Руководящий нормативный документ Министерства угольной промышленности Украины. – Донецк, 1999. – 244 с.

Надійшла до редколегії 30.03.2009

У статті приведені результати аналізу витрат на ремонт виробок, схильних до впливу підвищеного гірничого тиску, від гірничо-геологічних і гірничотехнічних чинників, що характеризують умови їх експлуатації.

Ключові слова: підготовча виробка, аналіз витрат, кількісні та якісні фактори, підбивка підшви, перекріплення виробки

Article give the results of analusis of cost on a repair a headings, which influencing to rock pressure, from mining, geological and technical factories.

Key words: heading, analysis of cost, quantity and quality factories, exploding of ground, oversupport of heading

УДК 622.232

О.Е.ШАБАЕВ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

А.К.СЕМЕНЧЕНКО (д-р техн.наук, проф., ДонНТУ)

Н.В.ХИЦЕНКО (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

ПРИНЦИПЫ ИНТЕЛЛЕКТУАЛИЗАЦИИ РАБОЧИХ ПРОЦЕССОВ МЕХАТРОННОЙ ГОРНОЙ ВЫЕМОЧНОЙ МАШИНЫ

Обоснованы принципы построения системы интеллекта горной выемочной машины, обеспечивающей выполнение задач адаптивной оптимизации ее рабочих процессов, оценку работоспособности исполнительных механизмов, прогнозирование остаточного ресурса элементов конструкции, накопление данных о параметрах рабочих процессов и отказах, обеспечение безопасности эксплуатации, а также согласования рабочего процесса горной машины с функционированием другого оборудования комплекса машин.

Ключевые слова: проходческий комбайн, рабочий процесс, мехатронный подход, адаптивная оптимизация, темп проходки, ресурс, перебор породы

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами

Одним из перспективных направлений развития угольной промышленности является максимальная концентрация горных работ («лава-шахта»), что повысит эффективность горнодобывающих предприятий за счет сокращения объемов горных выработок и обслуживаемых машин и установок. Концентрация работ требует применения высокопроизводительной выемочной техники. Учитывая жесткие требования по габаритам и массе к этим машинам, экстенсивные пути их совершенствования только за счет повышения мощности приводов и прочности конструкций не могут обеспечить существенного роста показателей эффективности. Например, для проходческих комбайнов [1] традиционный способ повышения производительности за счет повышения массы и энерговооруженности при неизменных структурно-компоновочных схемах и способах управления для обеспечения темпов проходки на уровне 40 м/сут требует установки привода исполнительного органа мощностью не менее 1500 кВт при массе комбайна более 200 т. Одним из эффективных путей совершенствования горных машин является внедрение мехатронных принципов проектирования [2, 3], что требует решения актуальной научной проблемы создания теории рабочих процессов горных выемочных машин как мехатронных систем.

Анализ исследований и публикаций

Мехатронный подход предполагает высокую степень интеграции механической, электрической, гидравлической, электронной и информационной составляющих в конструкции горной машины [2, 3]. Таким образом, выемочная машина как мехатронный объект должна представляться как совокупность взаимосвязанных исполнительных механизмов и базовых корпусных элементов конструкции, изменяющих свое положение в пространстве под действием приводов ее силовых систем в результате компьютерного управления, обеспечивающего реализацию функций машины с максимальной эффективностью. Известны разработки [4, 5] в области создания и изучения рабочих процессов отдельных мехатронных узлов и модулей очистных и проходческих комбайнов. При этом недостаточно изученным остается вопрос их интеграции в единую мехатронную систему «выемочная машина». Информация, поступающая с интегрированных датчиков используется, в основном, для сбора данных о рабочих процессах («черный ящик»), а рабочие процессы машины автоматизируются на основе традиционных подходов. Получение нового качества мехатронной выемочной машины возможно только при внедрении новых принципов управления ее рабочими процессами на основе комплекса показаний интегрированных датчиков. Указанные принципы управления должны быть заложены в систему интеллекта горной машины [6] – программное обеспечение бортового компьютера для решения задачи многокритериальной оптимизации рабочего цикла по критериям производительности, энергопотребления и надежности с учетом ограничивающих факторов, а также прогнозирования отказов элементов на основе текущих данных о параметрах, характеризующих состояние элементов машины и свойства внешней среды, заданий, получаемых от оператора и внешней управляющей системы.

Постановка задачи

Необходима разработка принципов управления и структуры системы интеллекта мехатронной горной выемочной машины, обеспечивающей новое качество реализации ее рабочих процессов на основе комплекса показаний интегрированных датчиков.

Изложение материала и результаты

В соответствии с функциональным назначением система интеллекта выполняет следующие задачи:

1. *Адаптивная оптимизация рабочих процессов подсистем горной машины.* Для проходческого комбайна решаются задачи оптимизации:

- режимов разрушения забоя исполнительным органом – выбор рациональных значений скоростей подачи и вращения исполнительного органа для различных зон забоя;

- получения забоя заданного сечения (точность обработки) – управление исполнительным органом, обеспечивающее минимальный перебор породы по контуру выработки;

- диаграммы формирования импульсов питающего напряжения для преобразователей частоты питающего напряжения – выбор формы и периодичности импульсов, обеспечивающих максимальный КПД системы и отсутствие резонансных явлений в силовых системах;

- схемы обработки забоя – определение рациональной траектории движения исполнительного органа при обработке забоя.

2. *Оценка работоспособности исполнительных механизмов* – анализ соответствия технической характеристике показателей выполняемых операций и технического состояния элементов конструкции машины.

3. Прогнозирование остаточного ресурса элементов конструкции горной машины на основании анализа нагрузок за все время ее функционирования и истории замен соответствующих узлов.

4. Накопление данных о параметрах рабочих процессов и отказах элементов конструкции горных машин – сбор, статистическая обработка и архивация информации о ходе рабочих процессов машины во времени. Эти данные необходимы для развития теории рабочих процессов и анализа причин отказов элементов конструкции машины.

5. Согласование рабочего процесса горной машины с функционированием другого оборудования комплекса машин. Механизм автоматического определения необходимых рабочих параметров разнотипных машин, работающих в комплексе.

6. Обеспечение безопасности эксплуатации машины.

На основе сформулированных задач с учетом особенностей рабочего процесса горных машин, к системе интеллекта проходческого комбайна предъявляются требования:

- *открытость* – возможность дополнения и корректировки алгоритмов работы системы интеллекта в соответствии с решаемыми задачами;

- *многозадачность* – параллельное выполнение алгоритмов решения нескольких задач;

- *устойчивость к конфликтам задач* – корректная отработка противоречивых решений различных задач системы интеллекта;

- *устойчивость к отказам датчиков* – максимально возможное сохранение работоспособности машины при выходе из строя интегрированных в элементы ее конструкции датчиков;

- *самообучение и адаптивность* – корректировка действий системы интеллекта с учетом истории работы горной машины в условиях изменчивой внешней среды;

- *модульная структура* – алгоритм функционирования системы интеллекта должен состоять из максимально независимых функционально завершенных фрагментов (модулей), каждый из которых соответствует отдельной решаемой задаче;

- *работа в реальном времени* – взаимодействие с управляемыми силовыми системами горной машины в темпе процессов, протекающих в этих системах, своевременная (без задержек) подача команд управления;

- *возможность выбора критериев* и коэффициентов их весомости при оптимизации рабочих процессов горной машины.

На рис. 1 приведена структурная схема системы интеллекта горной машины. Согласно схеме система интеллекта управляется оператором и МП САУ комплекса машин на основе вектора \bar{D} , который выдается системой интеллекта и содержит данные о рабочем процессе машины.

Управляющее воздействие оператора \bar{UB}_o преобразуется информационной системой в вектор \bar{K}_o весомости критериев оптимизации рабочих процессов и вектор \bar{UB}'_o команд управления энергораспределителями и регуляторами силового привода горной машины. Аналогичные вектора \bar{UB}_{CAU} и \bar{K}_{CAU} поступают от МП САУ комплекса. Модуль согласования формирует вектор \bar{K} весомости критериев оптимизации рабочих процессов горной машины, при этом приоритет отдается вектору \bar{K}_{CAU} . Помимо управляющих воздействий на все модули системы интеллекта сенсорной системой подается вектор $\bar{\mu}'$ показаний датчиков, прошедших первичную обработку. Эти данные используются:

- модулями оптимизации – для самообучения и оценки эффективности управления рабочими процессами;
- модулем контроля отказов датчиков – для непосредственной и косвенной оценки работоспособного состояния интегрированных в элементы конструкции горной машины датчиков;
- модулем оценки работоспособности и безопасности – для фиксирования отказов элементов конструкции машины и отключения машины в опасных и аварийных режимах работы;
- модулем прогнозирования ресурса – для оценки остаточного ресурса элементов конструкции горной машины с целью прогнозирования их плановых замен.

Данные $\bar{\mu}'$ и \bar{D} сохраняются и статистически обрабатываются в модуле накопления данных («черный ящик»). Сохраненные значения и результаты обработки выдаются в виде векторов \bar{D}_{MD} по запросам \bar{Z} , поступающим от оператора, наладчика, МП САУ комплекса и других модулей системы интеллекта.

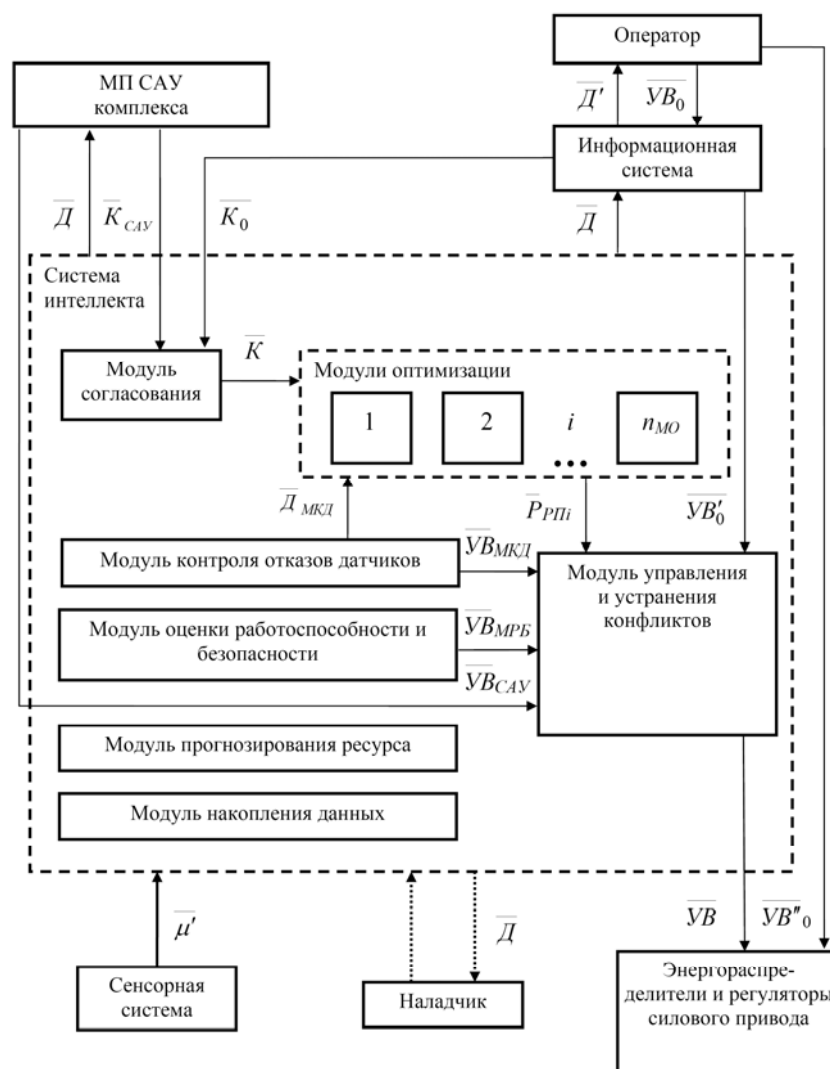


Рис. 1. Структурная схема системы интеллекта горной машины

Модули оптимізації виконують визначення вектора \bar{P}_{PI} раціональних параметрів режиму роботи горної машини. При цьому виконується багатокритеріальна оптимізація за інтегральним критерієм з урахуванням вектора \bar{K} вагомості часткових критеріїв та обмежуючих факторів. Алгоритм оптимізації коректується відповідно до даних про відмови датчиків \bar{D}_{MKD} . В разі відмови датчиків, без яких нормальне функціонування машини неможливо, подається сигнал на зупинку машини \bar{VB}_{MKD} та видається повідомлення оператору.

Модуль управління приймає керуючі впливи (можливо суперечливі) від різних модулів та відповідно до пріоритетів модулів виконує управління \bar{VB} енергорозподільцями та регуляторами силового привода. В разі відмови системи інтелекту передбачена можливість безпосереднього відключення силових приводів оператором (керуючий вплив \bar{VB}''_0).

Налаштуванням за потреби здійснюється налаштування та коректування програм та параметрів, додавання модулів та інше.

Математична модель системи інтелекту горної машини може бути представлена в такій формі:

$$\left\{ \begin{array}{l} \bar{Y}_{MC} \{ \bar{K}, \bar{D}_{MC} \} = f_{MC} (\bar{X}_{MC} \{ \bar{\mu}', \bar{K}_0, \bar{K}_{CAV} \}, \bar{P}_{MC}) \\ \bar{Y}_{MO_i} \{ \bar{P}_{PI}, \bar{D}_{MO_i} \} = f_{MO_i} (\bar{X}_{MO_i} \{ \bar{\mu}', \bar{K}, \bar{D}_{MKD} \}, \bar{P}_{MO_i}), i = 1..n_{MO_i} \\ \bar{Y}_{MKD} \{ \bar{VB}_{MKD}, \bar{D}_{MKD} \} = f_{MKD} (\bar{X}_{MKD} \{ \bar{\mu}' \}, \bar{P}_{MKD}) \\ \bar{Y}_{MRB} \{ \bar{VB}_{MRB}, \bar{D}_{MRB} \} = f_{MRB} (\bar{X}_{MRB} \{ \bar{\mu}' \}, \bar{P}_{MRB}) \\ \bar{Y}_{MIP} \{ \bar{D}_{MIP} \} = f_{MIP} (\bar{X}_{MIP} \{ \bar{\mu}' \}, \bar{P}_{MIP}) \\ \bar{Y}_{MD} \{ \bar{D}_{MD} \} = f_{MD} (\bar{X}_{MD} \{ \bar{\mu}', \bar{D}, \bar{Z} \}, \bar{P}_{MD}) \\ \bar{Y}_{MV} \{ \bar{VB}, \bar{D}_{MV} \} = f_{MV} (\bar{X}_{MV} \{ \bar{P}_{PI}, \bar{VB}'_0, \bar{VB}_{MKD}, \bar{VB}_{MRB}, \bar{VB}_{CAV} \}, \bar{P}_{MV}) \end{array} \right.$$

де \bar{Y}_{MC} , \bar{Y}_{MO_i} , \bar{Y}_{MKD} , \bar{Y}_{MRB} , \bar{Y}_{MIP} , \bar{Y}_{MD} , \bar{Y}_{MV} – вихідні вектори відповідних модулів: модуля узгодження, модулів оптимізації, модуля контролю відмов датчиків, модуля оцінки робоспособності та безпеки, модуля прогнозування ресурсу, модуля накоплення даних, модуля управління та усунення конфліктів;

\bar{D}_{MC} , ... \bar{D}_{MV} – вектори даних про робочі процеси відповідних модулів;

$f_{MC}(\dots)$, ... $f_{MV}(\dots)$ – вектор-функції, що відображають алгоритми функціонування відповідних модулів;

\bar{X}_{MC} , ... \bar{X}_{MV} – входні вектори відповідних модулів;

\bar{P}_{MC} , ... \bar{P}_{MV} – вектори параметрів відповідних модулів.

В інтегрованій формі математична модель системи інтелекту може бути записана в такій формі:

$$\bar{f} = f_{СИ}(\bar{\mu}, \bar{P}_{СИ}),$$

где $\bar{\mu}\{\bar{\mu}', \bar{K}_0, \bar{K}_{САУ}\}$ – вектор входных информационных и управляющих сигналов; $\bar{f}\{\bar{УВ}, \bar{Д}\}$ – вектор управляющего воздействия на энергораспределители и регуляторы силового привода (обрабатывается встроенными в них МП САУ); $\bar{P}_{СИ}\{\bar{P}_{МС}, \bar{P}_{МО_i}, \bar{P}_{МКД}, \bar{P}_{МРБ}, \bar{P}_{МПР}, \bar{P}_{МД}, \bar{P}_{МУ}\}$ – вектор параметров системы интеллекта.

Решение задач, стоящих перед системой интеллекта горной машины требует обоснования соответствующих критериев качества для оценки эффективности управления. При этом большинство задач (например, прогнозирование ресурса) имеют межотраслевой характер и достаточно хорошо проработаны в ряде работ. Особого внимания требуют специфические для горных машин задачи адаптивной оптимизации рабочих процессов их подсистем, реализующих разрушение горного массива. Помимо обоснования критериев оптимизации для этих задач требуется обосновать соответствующие целевые функции, позволяющие косвенно количественно оценить качество управления рабочими процессами комбайна. Указанные задачи отличаются для проходческих и очистных комбайнов. В качестве примера рассмотрим их решение применительно к проходческому комбайну избирательного действия, имеющему более сложные и разнообразные рабочие процессы.

Основными критериями эффективности проходческого комбайна являются эксплуатационная производительность (темп проходки) и ресурс. При эксплуатации проходческого комбайна могут возникать две типичные производственные ситуации:

Необходимость обеспечения максимальных темпов проходки выработки, что требует от комбайна максимальной производительности при допустимом уровне нагрузок в силовых системах.

Реализация требуемых темпов проходки (заданной теоретической производительности), при этом необходимо обеспечить максимально возможный ресурс комбайна за счет рационального нагружения силовых систем.

Таким образом, выбор критерия определяется производственной ситуацией, а система интеллекта, в свою очередь, должна обеспечивать эффективное управление по каждому из критериев.

Для проходческого комбайна избирательного действия эффективное управление процессом разрушения забоя требует решения следующих задач оптимизации рабочего процесса подсистемы «Исполнительный орган»:

1. Обеспечить оптимальные параметры режима разрушения забоя резцами исполнительного органа. Управляемыми параметрами при этом являются:

- скорости подачи и вращения резцовой коронки, определяющие соотношения толщины и ширины стружки на резцах коронки;
- глубина зарубки и шаг фрезерования в отдельных режимах разрушения забоя.

Скорости подачи и вращения резцовой коронки определяют соотношения толщины и ширины стружки, оказывая влияние на удельные энергозатраты и формирование нагрузок на отдельных резцах коронки. Глубина зарубки и шаг фрезерования формируют сечение забоя, обрабатываемого коронкой. Величина и форма сечения определяет объемы породы, разрушаемой отдельными резцами, что влияет на удельные энергозатраты процесса разрушения и динамичность нагрузок в целом на исполнительном органе.

2. Реализовать рациональную схему обработки забоя заданного сечения (траекторию движения исполнительного органа при обработке забоя). Схема обработки забоя формируется:

- последовательностью режимов разрушения забоя (например, для аксиальной коронки – фронтальная зарубка, боковой рез одной или двумя коронками, вертикальная зарубка), определяющих количество циклов низкочастотной составляющей нагрузки в силовых системах комбайна за цикл обработки забоя;

- длины резов в каждом режиме цикла разрушения забоя исполнительным органом. Эти параметры совместно со скоростями подачи определяют длительность цикла обработки забоя, а дополнительно с обрабатываемыми сечениями – теоретическую производительность комбайна. Длины резов однозначно определяются последовательностью режимов обработки забоя заданного сечения с соответствующими глубинами зарубки и шагами фрезерования, поэтому их не следует рассматривать как оптимизируемые параметры;

- глубиной зарубки и шагом фрезерования в отдельных режимах разрушения забоя, которые определяют количество циклов обработки забоя на один метр проходки и оказывают влияние на точность воспроизведения контура выработки.

3. Обеспечить минимальный перебор породы по контуру выработки. На точность воспроизведения заданного контура выработки оказывают влияние:

- моменты времени подачи команд управления перемещениями исполнительного органа при обработке забоя, которые должны определяться с учетом возможной частичной потери устойчивости комбайна, ограниченной видимости в рабочей зоне и инерционностью системы «оператор-машина»;

- глубиной зарубки и шагом фрезерования, которые определяют размеры неровностей на боковых стенках выработки, соответствующих форме коронки.

4. Обеспечить своевременную подачу управляющих воздействий системы интеллекта, компенсировав инерционность энергомеханической системы комбайна. Поступающие от оператора управляющие воздействия отрабатываются исполнительным органом с некоторым запаздыванием, обусловленным как инерционностью энергомеханической системы комбайна и его системы управления, так и скоростью отработки управляющих воздействий, обеспечивающей сглаживание переходных процессов. В результате несвоевременности выполнения управляющих воздействий возможны выходы режущего органа за требуемый контур выработки и разрушение забоя с нерациональными режимными параметрами, что оказывает существенное влияние на формирование нагрузок, особенно при переходе со слабой породы на крепкую. Обеспечить своевременную отработку управляющих воздействий возможно за счет:

- подачи управляющих воздействий с опережением по времени, что возможно ввиду повторяемости рабочих процессов комбайна от цикла к циклу. Это требует реализации адаптивных механизмов самообучения, позволяющих учесть изменчивость физико-механических свойств и структуры забоя в направлении проходки выработки;

- рациональной скорости отработки управляющих воздействий, обеспечивающей допустимый уровень нагрузок в переходных режимах работы комбайна при минимальной их длительности.

5. Выбрать рациональную диаграмму формирования импульсов и скорость регулирования для преобразователей частоты питающего напряжения, обеспечивающих отсутствие резонансных явлений и допустимый уровень переходных нагрузок в силовых системах.

В таблице 1 сгруппированы управляемые параметры рабочего процесса подсистемы «Исполнительный орган» проходческого комбайна, значения которых определяются системой интеллекта в процессе решения задач оптимизации. Все параметры представляют собой вектора, компоненты которых соответствуют последовательным режимам разрушения забоя исполнительным органом.

Как видно из таблицы, большинство параметров определяются в процессе решения различных задач оптимизации, что требует их совместного решения либо декомпозиции. Поэтому для решения задач оптимизации рабочего процесса подсистемы «Исполнительный орган» требуется анализ целевых функций для каждой задачи. Целевая функция является численным выражением критерия оптимизации, определяемого сложившейся производственной ситуацией (см. выше). Поэтому для каждой ситуации можно выделить соответствующую группу целевых функций для решения задач оптимизации.

Одновременное решение указанных задач затруднительно и нецелесообразно, так как среди них можно выделить первичные и вторичные, связанные и независимые. Возможно выполнить декомпозицию, предполагающую следующую последовательность решения задач:

Установление рациональных параметров режима разрушения забоя исполнительным органом для характерных зон забоя, имеющих различные физико-механические свойства. Одновременно решается задача выбора рациональной схемы обработки забоя. В качестве критериев оптимизации в зависимости от производственной ситуации принимаются темп проходки или ресурс комбайна.

Оценку ресурса можно осуществлять (в относительных единицах) по величине накопленной повреждаемости [8]. В работе [9] установлено, что при показателе степени кривой усталости $m=9$ низкочастотная составляющая нагрузки, вызванная переходами из режима в режим разрушения забоя, оказывает определяющее влияние на накопленную повреждаемость в большинстве элементов конструкции. Это позволяет существенно упростить расчет накопленной за цикл обработки забоя повреждаемости, то есть вести его по известным максимальным и минимальным значениям нагрузки в каждом режиме с учетом только их последовательности при заданной схеме обработки забоя. Очевидно, чем ниже и равномернее будет нагрузка в элементах конструкции, тем ниже величина накопленной повреждаемости. Нагрузки в элементах конструкции комбайна формируются под действием вектора внешнего возмущения на исполнительном органе, компонентами которого являются проекции главного вектора системы сил на резцах и момент сопротивления на оси коронки.

Как известно, между проекциями главного вектора и моментом сопротивления существует корреляционная связь.

Таким образом, в качестве целевой функции при оптимизации по критерию ресурса может быть принят максимальный момент сопротивления на исполнительном органе за цикл обработки забоя.

2. Установление рациональных по критерию ресурса значений скорости отработки управляющих воздействий \bar{V}_y и ширины импульсов диаграммы напряжения \bar{D} при частотном регулировании приводного двигателя. При изменении частоты питающего напряжения в приводе возникает переходный процесс, сопровождающийся формированием динамических нагрузок. Очевидно, желательно иметь минимальное время переходного процесса при допустимом уровне нагрузок. Поэтому в качестве целевой функции следует принять скорость отработки управляющих воздействий $\bar{V}_y \rightarrow \max$ при ограничении коэффициента неравномерности нагрузки (момента сопротивления на валу двигателя) $k_{нд}(\bar{X}) < [k_{нд}]$.

3. Установление рациональных по критерию перебора породы значений опережения подачи $\Delta\bar{T}$ управляющих воздействий при обработке забоя вблизи заданного контура выработки. Глубина зарубки \bar{B} и шаги фрезерования $\Delta\bar{H}$, также влияющие на величину перебора, принимаются по результатам решения предыдущей задачи.

Снижение перебора дает положительный эффект при решении любой из двух рассмотренных производственных задач. Поэтому в качестве целевой функции может быть принята величина выхода исполнительного органа за заданный контур выработки в каждом резе $\Delta y(\bar{X}) \rightarrow \min$.

Таблица 1

Оптимизируемые параметры рабочего процесса подсистемы «Исполнительный орган» проходческого комбайна

		Задачи оптимизации				
		режима разрушения забоя	схемы обработки забоя	перебора породы	отработки управляющих воздействий	диаграммы формирования импульсов
Параметры оптимизации	Скорость подачи \bar{V}_n	+				
	Угловая скорость коронки $\bar{\omega}$	+				
	Глубина зарубки B	+	+	(+)		
	Шаг фрезерования $\Delta \bar{H}$	+	+	(+)		
	Последовательность обработки забоя \bar{P}		+			
	Опережение подачи управляющих воздействий $\Delta \bar{T}$			+	+	
	Скорость отработки управляющих воздействий \bar{V}_y			(+)	(+)	+
	Значения ширины импульсов диаграммы напряжения \bar{D}					+
Критерии оптимизации	Обеспечение максимальных темпов проходки выработки	$V_{np}(\bar{X}) \rightarrow \max$		$\Delta y(\bar{X}) \rightarrow \min$	$\Delta \bar{T} \rightarrow \min$	$\bar{V}_y \rightarrow \min$
	Реализация требуемых темпов проходки при максимально возможном ресурсе	$M_{и \max}(\bar{X}) \rightarrow \min$				

Примечание. + - параметр влияет на результат оптимизации и определяется в ходе ее решения; (+) - параметр влияет на результат оптимизации, но определяется в ходе решения другой задачи

4. Установление рациональных по критерию ресурса значений опережения подачи $\Delta \bar{T}$ управляющих воздействий при обработке забоя вблизи граничных зон между пластами забоя различной прочности. При переходе с более слабой на более крепкую

породу со значительными величинами скорости подачи и толщины среза на резцах возникают пиковые нагрузки, обусловленные инерционностью системы и запаздыванием изменения толщины среза относительно скорости подачи. Опережения в подаче управляющих воздействий позволяют исключить эти пиковые нагрузки. При определенных значениях $\Delta \bar{T}$ выход на более крепкую породу происходит уже с требуемыми значениями параметров режима разрушения. Дальнейшее увеличение $\Delta \bar{T}$ нецелесообразно, так как уже не приводит к снижению пиковой нагрузки в пределах рассматриваемого реза, в то же время увеличивается длительность цикла обработки забоя. Поэтому в качестве целевой функции следует принять опережение подачи управляющих воздействий $\Delta \bar{T} \rightarrow \min$ при соответствующем ограничении по максимальной нагрузке (моменту сопротивления на оси коронки) при переходе граничной зоны.

С учетом выполненной декомпозиции были разработаны математические модели и методы решения приведенных задач адаптивной оптимизации, реализация которых для проходческого комбайна типа КПД дает следующий эффект (установлен методом имитационного моделирования):

повышение темпов проходки в 1,4-2,5 раза за счет повышения уровня использования установленной мощности приводного двигателя и более эффективного по энергозатратам режима разрушения забоя в режиме бокового реза;

существенное повышение ресурса (по сравнению с автоматизированным регулированием нагрузки по току двигателя): для элементов металлоконструкции – до 50-132 раз, для элементов трансмиссии: подшипников - до 2,0 раз; зубчатых колес (контактная усталость) и коротких валов – в 1,1-5,6 раза; зубчатых колес (изгибная усталость) и длинных валов – в 2,6-28 раз;

снижение с 5-15 см практически до нуля перебора породы по контуру выработки, обусловленного сложностью визуального контроля, частичной потерей устойчивости машины и инерционностью исполнительного органа [10].

Выводы и направление дальнейших исследований

Разработана структура и математическая модель системы интеллекта горной выемочной машины, обеспечивающей выполнение задач адаптивной оптимизации ее рабочих процессов, оценку работоспособности исполнительных механизмов, прогнозирование остаточного ресурса элементов конструкции, накопление данных о параметрах рабочих процессов и отказах, обеспечение безопасности эксплуатации, а также согласования рабочего процесса горной машины с функционированием другого оборудования комплекса машин. На примере проходческого комбайна избирательного действия показана высокая эффективность разработанных принципов адаптивной оптимизации рабочих процессов. В дальнейшем необходима более детальная проработка алгоритмов функционирования модулей системы интеллекта.

Библиографический список

1. Семенченко А.К. Перспективы развития проходческих комбайнов / А.К. Семенченко, О.Е. Шабаев, Д.А. Семенченко и др. // Горная техника 2006: каталог-справочник. – С-Пб: ООО «Славутич». – С. 8-15.
2. Семенченко А.К. Принципы создания проходческих комбайнов как мехатронных систем / А.К.Семенченко, О.Е.Шабаев, Д.А.Семенченко // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-електромеханічна. - 2006. – Вип. 113. - С. 238-243.
3. Стадник Н.И. Мехатроника в угольном машиностроении / Н.И. Стадник, А.В. Сергеев, В.П. Кондрахин // Горное оборудование и электротехника. – М.: 2007, - Вып. 4. – С.20-29.
4. Экспериментальные исследования тяговых характеристик электрогидрораспределителей / Стадник Н.И., Семенченко А.К., Мезников А.В. и др. // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2007. – Вип. 14(127). – С.248-257.

5. Шабаев О.Е. Математическая модель рабочего процесса частотно регулируемого привода мехатронного выемочного комбайна / О.Е. Шабаев, А.К. Семенченко, Н.В. Хиценко // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2009. - Вип. 17 (157). – С. 262-269.
6. Оценка эффективности проходческого комбайна с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа / О.Е. Шабаев, А.К. Семенченко, Е.Ю. Степаненко, Н.В. Хиценко // Вісті Донецького гірничого інституту: всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю. – 2009. – №1. – С. 207-218.
7. Шабаев О.Е. Повышение ресурса проходческих комбайнов с аксиальными коронками на основе регулятора нагрузки в системе подачи исполнительного органа // О.Е. Шабаев, А.К. Семенченко, Н.В. Хиценко // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2008. – Вип. 16 (142). – С. 265-274.
8. Семенченко А.К. Теоретические основы анализа и синтеза горных машин и процесса их восстановления как динамических систем // А.К. Семенченко, В.М. Кравченко, О.Е. Шабаев. – Донецк: РВА ДонНТУ, 2002. – 302с.
9. К определению исходных данных для расчета элементов горной машины на выносливость / А.К.Семенченко, О.Е. Шабаев, А.А. Каплюхин и др. // Наукові праці ДонНТУ. - 2006. - Вип. 104. - С. 176-182.
10. Мехатронная система подачи исполнительного органа проходческого комбайна с интеллектуальным модулем воспроизведения контура выработки / О.Е. Шабаев, А.К. Семенченко, Н.В. Хиценко и др. // Проблеми експлуатації обладнання шахтних стаціонарних установок: збірник наукових праць. - Донецьк: ВАТ "НДІГМ імені М.М. Федорова", 2008-2009. - Вип. 102-103. - С. 404-414.

Надійшла до редколегії 26.01.2010

Обґрунтовано принципи побудови системи інтелекту гірничої виїмкової машини, що забезпечує виконання завдань адаптивної оптимізації її робочих процесів, оцінку працездатності виконавчих механізмів, прогнозування залишкового ресурсу елементів конструкції, накопичення даних про параметри робочих процесів і відмови, забезпечення безпеки експлуатації, а також узгодження робочого процесу гірничої машини з функціонуванням іншого обладнання комплексу машин.

Ключові слова: прохідницький комбайн, робочий процес, мехатронний підхід, адаптивна оптимізація, темп проходки, ресурс, перебір породи

Substantiated the principles of construction the control system of mining machine, which supports the task performance of adaptive optimization of its working procedure, the estimate of actuator availability, the prediction of remaining life of structure components, the data storage about parameters of working procedure and failures, the support of operational safety, and coordination of working procedure of mining machine with functioning of another equipment of machine complex too.

Key words: heading machine, working procedure, mechatronic approach, adaptive optimization, performance, resource, rock excess along roadway contour

УДК 622.831.3.02(075.8)

С.Ю. ПРИХОДЬКО (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

А.Н. ШАШЕНКО (д-р техн.наук, проф., Национальный горный университет, Днепропетровск)

К ТЕОРИИ УСТОЙЧИВОСТИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ СИСТЕМ

Предложен новый подход к анализу устойчивости геомеханических систем. Определены критерии геомеханических параметров влияющих на метаморфизацию вмещающих пород, степень которой определяет критический размер выработанного горного пространства.

Ключевые слова: геомеханические системы, метаморфизация, градиент вертикального смещения

Постановка проблемы

В любой из геотектонических гипотез должны быть четко определены силы, участвующие в перемещениях или преобразованиях масс в земной коре, и источник энергии, поддерживающий эти силы в течении определенного периода времени [5].

Модели горного массива, рассматриваемые при прогнозировании газодинамических явлений, основаны на детерминистическом причинном описании. Однако такое описание не всегда является адекватным. Главная причина этого состоит в том, что в макроскопических системах существование многих степеней свободы часто приводит к возникновению флуктуаций. После возникновения макроскопической флуктуации система ведет себя в соответствии с определенными феноменологическими законами. Флуктуации, хотя и являются измеримыми величинами, должны оставаться малыми по сравнению с макроскопическими величинами. Малые флуктуации при наличии критической точки усиливаются, достигают макроскопического уровня и переводят систему в новое состояние, т.е. приводят к возникновению новой фазы в системе [5].

Цель данной работы

Степень влияния скорости подвигания лавы на критический размер выработанного пространства сильно зависит от степени метаморфизации вмещающих пород [1-4]. Предлагаемая методика анализа энергетического состояния горного массива дает возможность прогнозирования состояний горного массива, в которых возможны фазовые переходы.

Материалы и обсуждение работы

Рассмотрена математическая модель, описывающая поведение горного массива при воздействии на него массовых сил. 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.

В любой из геотектонических гипотез должны быть четко определены силы, участвующие в перемещениях или преобразованиях масс в земной коре, и источник энергии, поддерживающий эти силы в течении определенного периода времени [9]. Модели горного массива, рассматриваемые при прогнозировании газодинамических явлений, основаны на детерминистическом причинном описании. Однако такое описание не всегда является адекватным. Главная причина этого состоит в том, что в макроскопических системах существование многих степеней свободы часто приводит к возникновению флуктуаций. После возникновения макроскопической флуктуации система ведет себя в соответствии с определенными феноменологическими законами. Флуктуации, хотя и являются измеримыми величинами, должны оставаться малыми по сравнению с макроскопическими величинами. Малые флуктуации при наличии критической точки усиливаются, достигают макроскопического уровня и переводят систему в новое состояние, т.е. приводят к возникновению новой фазы в системе .

Для описания качественного поведения амплитуды вертикального смещения локальной области земной поверхности использовалась модель колебания упругой тонкой пластины под действием внешних массовых сил. Учитывая относительную локальность области, в которой рассматривается модель, можно пренебречь вращением Земли. В качестве внешних сил V_e рассматривается воздействие на земную поверхность комплекса экзогенных процессов и эрозионных волн, влияние долговременных тенденций изменения атмосферного давления, результаты гравитационного взаимодействия Земли с другими космическими телами (например, Солнцем, Луной) и т.п. В качестве внутренних сил V_i учитывается влияние вертикальных тектонических движений, возникающих как вследствие движения тектонических плит, так и в результате процессов физико-химической дифференциации вещества в недрах Земли. Получено модельное уравнение, которое учитывает зависимость амплитуды вертикального смещения, а следовательно напряжений на земной поверхности, от взаимодействия внешнего и внутреннего суммарных потенциалов. Была рассмотрена модель упругих деформаций зем-

ной коры, которая при условии сохранения объёма в нутационной системе координат (нутационная система координат – система отчёта, определенным образом связанная с инерциальной системой отчёта) для амплитуды вертикального смещения принимает следующий вид :

$$\frac{\partial^2 h}{\partial t^2} = \frac{\mu}{\rho} \Delta h + \frac{\partial f}{\partial h}, \quad (1)$$

где $h = h(t, x, y)$ – вертикальное смещение, зависящее от времени t и декартовых координат x, y ; $f = f(h) := V_e + V_i$ – сумма внешнего (V_e) и внутреннего (V_i) потенциалов, действующих на горный массив; μ - параметр Ламе (Па); ρ - плотность (кг/м^3); $\Delta = \partial^2 / \partial x^2 + \partial^2 / \partial y^2$ - оператор Лапласа.

Как было показано в работе [5] полная энергия системы рассматриваемого горного массива $E(h(t)) = E(h(0))$, где с учетом следующих граничного и начальных условий: $h|_{\partial\Omega} = 0$, $h|_{t=0} = h_0(x)$, $h_t|_{t=0} = h_1(x)$, ($h_0(x)$ - некоторая начальная геометрия горного массива, а $h_1(x)$ - его начальная скорость изменения) получим

$$E(h(0)) = \frac{1}{2} \int \left(h_1^2(x) + |\nabla h_0(x)|^2 - \frac{2c_1}{\beta+1} h_0^{\beta+1}(x) + \frac{2c_2}{\beta} h_0^\beta(x) \right) dx.$$

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.

Случай $0 < \beta \leq 1$ и $\beta > 1$ существенно отличаются ($\beta = \frac{\alpha}{1-\alpha}$, $0 < \alpha < 1$). Для $0 < \beta \leq 1$ в работе [5] была показана ограниченность градиента смещения на любом фиксированном временном интервале, а для $\beta > 1$ была установлена ограниченность этого градиента только до некоторого момента времени T^* .

Анализ рассматриваемой модели позволяет произвести детальную классификацию возможного поведения градиента смещения. Проанализируем оценку

$$\frac{c_1 C_0^{\beta+1}}{\beta+1} \left(\frac{\beta+1}{2c_1 C_0^{\beta+1}} - \left(\int |\nabla h|^2 dx \right)^{\frac{\beta-1}{2}} \right) \int |\nabla h|^2 dx \leq E(h(0)). \quad \text{для случая } 0 < \beta < 1.$$

В зависимости от значений начальной энергии возможны пять различных ситуаций:

$$1.) \text{ если } E(h(0)) < E^* = -\frac{(1-\beta)(c_1 C_0^{\beta+1})^{\frac{2}{1-\beta}}}{2(\beta+1)} < 0, \text{ то неравенство не выполняется, а}$$

следовательно не существует универсальной (независящей от времени) оценки градиента решения;

$$2.) \text{ если } E(h(0)) = E^*, \text{ то градиент решения в точности равен } \int |\nabla h|^2 dx = (c_1 C_0^{\beta+1})^{\frac{2}{1-\beta}} \text{ в любой момент времени } t > 0;$$

3.) если $E^* < E(h(0)) < 0$, то градиент решения имеет двухстороннюю оценку при любом $t > 0$, а именно,

$$a_1 \leq \int |\nabla h|^2 dx \leq a_2,$$

где постоянные $0 < a_1 < a_2 < \left(\frac{2c_1 C_0^{\beta+1}}{\beta+1}\right)^{\frac{2}{1-\beta}}$ зависят от значения начальной энергии $E(h(0))$;

4.) если $E(h(0)) = 0$, то имеет место оценка градиента решения сверху $\int |\nabla h|^2 dx \leq \left(\frac{2c_1 C_0^{\beta+1}}{\beta+1}\right)^{\frac{2}{1-\beta}}$ при любом $t > 0$;

5.) если $E(h(0)) > 0$, то градиент решения ограничен сверху $\int |\nabla h|^2 dx \leq a_3$, при любом $t > 0$, и постоянная $a_3 > \left(\frac{2c_1 C_0^{\beta+1}}{\beta+1}\right)^{\frac{2}{1-\beta}}$ зависит от $E(h(0))$.

Таким образом, в случае $0 < \beta < 1$ и $E(h(0)) \geq E^*$, мы получим, что градиент всегда ограничен сверху, а в силу теоремы вложения Соболева $W_2^0(\Omega) \subset C(\bar{\Omega})$, и амплитуда тоже, т.е.

$$|h| \leq C < \infty.$$

Теперь проанализируем оценку неравенства в случае $\beta > 1$. В зависимости от значений начальной энергии возможны три ситуации:

1.) если $E(h(0)) > 0$, то градиент решения в любой момент времени $t > 0$ не имеет универсальной оценки сверху;

2.) если $E(h(0)) = 0$, то градиент решения ограничен снизу $\int |\nabla h|^2 dx \geq \left(\frac{\beta+1}{2c_1 C_0^{\beta+1}}\right)^{\frac{2}{\beta-1}}$ при любом $t > 0$;

3.) если $E(h(0)) < 0$, то градиент решения имеет оценку снизу $\int |\nabla h|^2 dx \geq a_4$ при любом $t > 0$, где постоянная $a_4 > \left(\frac{\beta+1}{2c_1 C_0^{\beta+1}}\right)^{\frac{2}{\beta-1}}$ зависит от $E(h(0))$.

Итак, в случае $\beta > 1$ и $E(h(0)) \leq 0$, мы получим, что градиент всегда ограничен снизу, т.е.

$$\int |\nabla h|^2 dx \geq C > 0.$$

Осталось рассмотреть случай, когда $\beta = 1$. Из оценки (21) мы получим, что

$$\chi \int |\nabla h|^2 dx \leq E(h(0)),$$

где $\chi = \frac{1}{2} - \frac{c_1 C_0^{\beta+1}}{\beta+1}$. Отсюда, в свою очередь, мы устанавливаем, что

если $\chi > 0$ и $E(h(0)) < 0$, то $\int |\nabla h|^2 dx$ не имеет универсальной верхней оценки;

если $\chi > 0$ и $E(h(0)) = 0$, то $\int |\nabla h|^2 dx = 0$, откуда следует, что $h = const$,

если $\chi > 0$ и $E(h(0)) > 0$, то $\int |\nabla h|^2 dx \leq \frac{2(\beta+1)}{\beta+1-2c_1C_0^{\beta+1}}E(h(0))$;

если $\chi < 0$ и $E(h(0)) < 0$, то $\int |\nabla h|^2 dx \geq -\frac{2(\beta+1)}{2c_1C_0^{\beta+1}-\beta-1}E(h(0))$;

если $\chi < 0$ и $E(h(0)) \geq 0$, то $\int |\nabla h|^2 dx$ не имеет универсальной верхней оценки.

В таблице 1 приведены результаты анализа энергетических состояний модели.

Таблица 1

Результаты анализа энергетического состояния системы

$E(h(0))$	$\int \nabla h ^2 dx$
$0 < \beta < 1$	
$E(h(0)) < E^* < 0$	Квалифицированная оценка сверху на любом фиксированном временном интервале
$E(h(0)) = E^*$	$\int \nabla h ^2 dx = (c_1 C_0^{\beta+1})^{\frac{2}{1-\beta}}$
$E^* < E(h(0)) < 0$	Универсальная двухсторонняя оценка сверху и снизу
$E(h(0)) \geq 0$	Универсальная оценка сверху
$\beta > 1$	
$E(h(0)) > 0$	Квалифицированная оценка сверху локальная по времени
$E(h(0)) \leq 0$	Универсальная оценка снизу и оценка сверху локальная по времени
$\beta = 1$	
$\chi > 0, E(h(0)) < 0$	Квалифицированная оценка сверху на любом фиксированном временном интервале
$\chi > 0, E(h(0)) = 0$	$\int \nabla h ^2 dx = 0$
$\chi > 0, E(h(0)) > 0$	Универсальная оценка сверху
$\chi < 0, E(h(0)) < 0$	Универсальная оценка снизу и квалифицированная оценка сверху на любом фиксированном временном интервале
$\chi < 0, E(h(0)) \geq 0$	Квалифицированная оценка сверху на любом фиксированном временном интервале

$E(h(0))$ - начальная энергия системы, $E^* = (c_1 C_0^{\beta+1})^{\frac{2}{1-\beta}}$, α - безразмерный положительный параметр характеризующий качественное поведение ускорения силы тяжести в горном массиве ($0 < \alpha < 1$), $\int |\nabla h|^2 dx$ - градиент решения,

$$c_0 = \frac{t_0^2 \mu}{l^2 \rho}, c_1 = \frac{t_0^2 f_0}{h_0^2 (1-\alpha)} \left(\frac{h_0 g_0}{f_0} \right)^{1-\alpha}, c_2 = \frac{t_0^2 \alpha a_s g_0}{h_0^2 (1-\alpha)} \left(\frac{h_0 g_0}{f_0} \right)^{1-\alpha}, \beta = \frac{\alpha}{1-\alpha}.$$

где t_0 - характерное время релаксации горного массива (с), l - характерный размер горного массива (м), h_0 - характерная амплитуда инверсионного подъема (м), f_0 - характерное значение среднего суммарного потенциала определяющее геодинамику массива ($\text{м}^2/\text{с}^2$).

Выводы. Рассмотренную математическую модель горного массива можно считать универсальной. При задании соответствующих геометрических параметров и краевых условий, эту модель можно использовать при исследованиях динамики различных по геометрии, составу и строению горных массивов. 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 и возможности изменения метаморфизации, вмещающих пород, степень которой определяет критический размер выработанного горного пространства.

Бібліографічний список

1. Шашенко А.Н., Хозяйкина Н.В. Закономерности изменения предельного состояния в сложноструктурной кровле угольного пласта при установившемся обрушении / А.Н.Шашенко, Н.В.Хозяйкина // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2004. – № 4 – С. 49-52.
2. Шашенко А.Н. Интегральный критерий генерального обрушения сложноструктурной кровли при отработке пологозалегающих угольных пластов / А.Н. Шашенко Н.В.Хозяйкина // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2004 – № 1. -С. 127-130.
3. Шашенко А.Н. Закономерности обрушения пород кровли при отработке горизонтальных пластов угля длинными очистными забоями / А.Н. Шашенко, Н.В. Хозяйкина // Межведомственный сборник научных трудов. Институт геотехнической механики НАН Украины им. Н.С. Полякова. – Днепропетровск, 2005.- Вып. 61. – С.115-124.
5. Скипочка С.И. Элементы геомеханики углепородного массива при высоких скоростях продвижения лав / С.И. Скипочка, Б.М.Усаченко, В.Ю. Куклин. – Днепропетровск: ЧП «Лири ЛТД», 2006 – 248 с.
6. 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. – 2009. – Т.22(61) - С.79- 89.

Надійшла до редколегії 11.11.2009

Запропоновано новий підхід до аналізу стійкості геомеханічних систем. Визначені критерії геомеханічних параметрів, які впливають на метаморфізацію вмещаючих порід, ступінь якої визначає критичний розмір відпрацьованого гірничого простору.

Ключові слова: геомеханічні системи, метаморфізація, градієнт вертикального зміщення

The new approach is offered to analysis of geomechanical system stability. The Certain criteria geomechanical parameter influencing upon metamorfization containing sorts, which degree defines the critical size worked out mountain space.

Key words: geomechanical systems, metamorfization, vertical displacement gradient

УДК 622.27(07)

Д. Д. ВИГОВСЬКИЙ (канд. техн. наук, доц.)

Д. Д. ВИГОВСЬКА (канд. техн. наук, доц.)

Ю. Б. ІВАНОВА (магістр)

О. М. ХАТЮШИНА (магістр)

ДонНТУ

ОЧИЩЕННЯ ШАХТНИХ ВОД В ПІДЗЕМНИХ І ПОВЕРХНЕВИХ УМОВАХ НА ПРИКЛАДІ ШАХТИ ІМ. С. М. КІРОВА

Розглянуті схеми очищення шахтної води на поверхні і в підземних умовах та використання її в господарчих потребах із збереженням довкілля.

Ключові слова: шахта, шахтна вода, навколишнє природне середовище (НПС), забруднюючі речовини, очисні спорудження, відстійник, гідроциклон, освітлення, волокнистий фільтр, освітлювач, реагентне господарство

Підприємствами вугільної промисловості, наряду з видобутком вугілля, відкачується великий обсяг шахтної води, що отримується попутно і скидається у водні об'єкти. Шахтні води, що утворюються в процесі виробництва, можна охарактеризувати як техногенний генетичний тип води. Вони формуються з підземних (грунтових) і поверхневих вод. У першу чергу, шахтні води відносяться до ґрунтових, що попадають в шахту при перетинанні гірничими виробками водоносних горизонтів, а також у результаті дренажу підземних вод у вироблений простір з водоносних горизонтів, які знаходяться вище.

Для рішення цієї екологічної проблеми і гірничодобувній промисловості необхідно здійснити модернізацію і технічне переозброєння підприємств країни, розробити і впровадити нові технологічні схеми очищення шахтних вод.

Демінералізація шахтних вод є гострою екологічною проблемою вугільної промисловості. Науково-дослідні роботи у цьому напрямку ведуться, але стадії широкого їх впровадження ще не досягли.

Схема поверхневого очищення шахтної води. У даний час шахтні води очищаються в основному від зважених речовин (ЗР) і бактеріальних домішок.

Як правило, очисні спорудження розташовані на поверхні. У їхній склад можуть входити відстійники, пруди-освітлювачі, фільтрувальні установки, вузли знезараження води, реагентної обробки і ін.

Аналіз роботи наземних очисних споруджень показує, що технічним рішенням освітлювання шахтних вод у наземних умовах властиві великі недоліки:

- а) складність технологічних схем і конструктивних рішень очисних споруджень;
- б) необхідність використання в процесах очищення у великих кількостях дефіцитних і дорогих хімічних реагентів; кварцового піску; сорбентів і інших матеріалів (при цьому реагенти самі є забруднювачами води);
- в) висока вартість очисних споруджень (6-15 % основних фондів);
- г) недостатня гнучкість їхнього регулювання на умови надходження, що змінюються, забруднених вод на вихід очисних споруджень, а саме на зміну величини витрати (припливу), і особливо кількісного і якісного складу домішок, забруднених вод: при відкачуванні шахтних вод має місце високі питомі навантаження на роботі площі очисних пристроїв, висока дисперсність зважених часток (до 70 % часток мають розмір менш 100 мкм);
- г) відсутність простих і надійних рішень по чищенню місткостей і апаратів від залишкових продуктів очищення вод (тобто «хвостів» у виді опадів, фільтратів та ін.), а також по складуванню залишкових продуктів і їхньої утилізації;
- д) відтворення значних земельних площ під очисні спорудження.

Зазначені недоліки приводять до двох негативних наслідків, а саме:

- по перше, невідповідності проектної ефективності очисних споруджень реальної (як правило, у натурних умовах реальна ефективність значно нижче проектної);
- по друге, обмеженню застосування в повному обсязі технологічних схем і споруджень для очищення вод. Освітлення часто обмежується лише однією стадією, а саме відстоюванням у найпростіших горизонтальних відстійниках, причому без застосування реагентів.

Таке положення з освітлення вод порозуміється технічними і технологічними труднощами фільтрування:

- швидкої кольматації фільтруючого завантаження і необхідності її частої регенерації (затримка з регенерацією виводить з ладу фільтруюче завантаження);
- неефективністю регенерації фільтруючого завантаження (навіть при ретельній підтримці правил регенерації завантаження поступово виходить з ладу);
- дефіцитністю кварцового піску, використовованого як фільтруюче завантаження, і відсутністю повноцінних замінників піску.

Досвід же експлуатації поверхневих одностадійних відстійних споруджень показує, що ефективність їхньої роботи недостатня для одержування умовно чистих вод, складаючи на практиці $20 \div 40 \%$, тобто в середньому 30% .

Таким чином, необхідне удосконалення відомих і розробка нових методів і технологічних схем освітлювання шахтних вод.

Щоб знизити витрати на будівництво очисних споруджень, зменшити земельні відводи під будівничі площадки і підвищити ефективність роботи очисних споруджень необхідно прагнути до недопущення надмірного забруднення шахтних вод і освітлюванню їх у всіх ланках каналізування від діючих очисних і підготовчих вибоїв до поверхні.

Насамперед, на сучасному етапі промислового розвитку необхідно посилити значення профілактичних заходів, спрямованих на попереднє зменшення або на повне запобігання забруднення шахтних вод в околиці первинних джерел їхнього утворення.

Профілактичні заходи, запобігаючи або зменшуючи забруднення вод, роблять в одних випадках непотрібним будівництво очисних споруджень, а в інших випадках зменшують навантаження на них, а тим самим упорядковують їхню роботу, підвищують ефективність і надійність, зменшують габарити споруджень.

З цих позицій доцільним є перенос операцій по освітленню (відстоюванню) шахтних вод з поверхні в підземні умови.

Для цього пропонуються технічні рішення і технологічна схема очищення шахтних вод від зважених речовин. За рахунок пропонованих рішень знижується обсяг підземних водозбірників на 30% і зменшуються капітальні витрати на їхнє будівництво на $40-50 \%$, підвищується надійність роботи технологічних ланок і ліквідується система гідравлічного очищення водозбірників, що включають углесосні агрегати, пульповоди і пульпоперекачні станції на верхніх обрях шахт.

Підземне очищення шахтних вод дозволяє знизити розміри відстійників на поверхні на $15-20 \%$, а використання запропонованих технічних рішень стосовно до них збільшує екологічну безпеку підприємства, знижує розміри штрафів за забруднення навколишнього середовища на 40% .

Осадження зважених часток шахтних вод у підземних умовах дозволяє одержати економічний ефект за рахунок зниження експлуатаційних витрат на очищення водозбірників, використання підземних вод на технологічні нестатки і утилізація збезводненого шламу.

Застосування підземного очищення шахтних вод створює умови для роботи устаткування шахтного водовідливу на очищеній воді, і використовувати водозбірник

як її акумулятор, при цьому забезпечуються нормальні умови ведення гірничих процесів по видобутку вугілля, і підвищується безпека шахт.

У методиці розрахунку параметрів відстійників на поверхні вугільних шахт приводяться виявлені залежності часу, довжини шляху осадження зважених часток від температури, щільності, швидкості руху води і інших факторів, що дозволяють обґрунтувати технологічні параметри відстійників.

Шахтні води шахти ім. С.М. Кірова видаються на поверхню двома водовідливними установками. Водовідливна установка шахти складається із двох шахтних водозбірників і 3-х насосів, два з яких працюють, а один перебуває в резерві. Шахтні води видаються на поверхню з 4-го горизонту, далі шахтна вода надходить у горизонтальний тонкопластовий відстійник розміром 18 x 3м, розділеного на 3 секції. Потім вода проходить крізь хлораторну і надходить у ставок-відстійник, а з нього балкою Колеснікова скидається в ріку Грузьку.

Приток шахтних вод становить 5600 м³/доб. Склад шкідливих домішок представляє:

- зміст зважених речовин 190 г/м³;
- рН 8,7;
- окислюємість 5,1 г/м³ O₂;
- процентна сполука суспензій 10 % .

Шахтний водовідлив шахти ім. С.М. Кірова працює в нерівномірному режимі (8 год. один насос, 7 год. два насоси). Очисні спорудження повинні працювати в рівномірному режимі з постійним надходженням того самого обсягу води, для чого на початку спорудження влаштовують усреднювачі, у якості яких використовуються існуючі шахтні відстійники.

З усреднювачів шахтна вода рівномірно відкачується насосами. Якщо подача водовідливних насосів перевищує подачу цього насоса, надлишкова шахтна вода накопичується в усреднювачі і рівень води в ньому піднімається. При перерві в роботі водовідливу вода від ствола не подається і рівень води в усреднювачі падає. Якість шахтної води з водовідливу також змінюються і в усреднювачі усреднюється показники якості.

Для видалення великих суспензій із шахтної води (частки вугілля крупністю більше 1мм) улаштовують відкриті гідроциклони, у них за рахунок відцентрових сил у закрученому потоці частки суспензії відкидаються до стінок і сповзають до вершини конуса. Частково прояснена вода збирається зверху кільцевим периферійним лотком. вугільні частки, що нагромадилися, періодично скидаються крізь затвор у самоскид і направляються на вугільний склад. При відсутності великих вугільних часток у шахтній воді вона подається повз гідроциклон по обвідній лінії.

На шахті прийнята реагентна схема очищення шахтних вод з обробкою розчином катіонного флокулянта. Розчин готується в реагентном господарстві і вводиться у воду після ОГЦ за допомогою шайбового вузла введення, що одночасно є змішувачем. Оброблена флокулянтом шахтна вода надходить на тонкопластові відстійники конструкції ДонУГІ. За довжиною відстійника вихідна вода розподіляється дірчастою трубою й надходить у вихрову камеру хлоп'єутворення, у якій утворюються великі пластівці (агрегати флокулянтів з тонкодисперсними суспензіями). Вода із пластівцями проходить крізь тонкопластові накопичені канали, у яких суспензії випадають в осад. Освітлена вода збирається зверху дірчастими затопленими трубами і виділяється з відстійника.

Опади сповзають стелями відстійних блоків і попадають у зону нагромадження опадів під камерами хлоп'єутворення. Періодично осадок із зони дірчастою трубою під гідростатичним тиском приділяється в шламонакопичувач.

Прояснена у відстійниках вода обробляється хлором для знезаражування і скидається в річку Грузьку.

У запропонованій блок-схемі (рис.1) відбувається видалення зважених речовин до концентрації 20 г/м³, частково віддаляються нафтопродукти до 0,2 г/м³ і знищуються хвороботворні мікроорганізми.

Продуктивність очисних споруджень дорівнює припливу шахтних вод у добу і становить 5600 м³/добу, 233,3 м³/год., 0,0648м, 64,8 л/с.

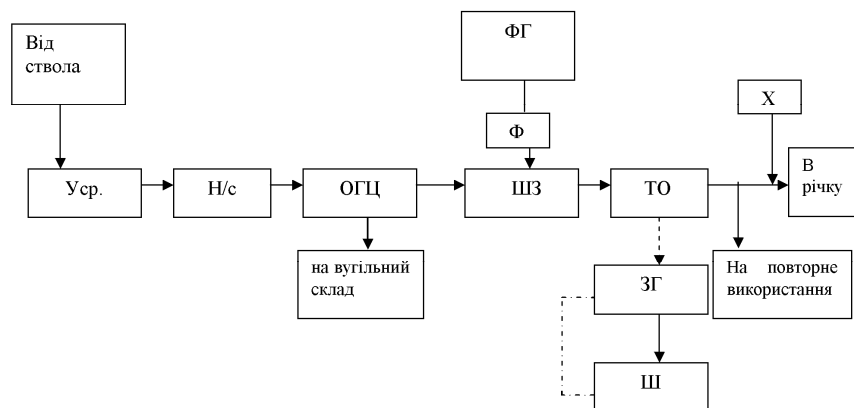


Рис. 1. Блок-схема очищення шахтних вод в поверхневих умовах (Уср. - усреднювач шахтних вод; Н/с - насосна станція; ОГЦ - відкритий гідроциклон; ШЗ - шайбовий змішувач; ТО - тонкопластовий відстійник; ФГ - флокулянтне господарство; ЗГ - згущувач; Ш - шламонакопичувач)

Реагентне господарство для додаткового очищення води. До реагентному господарства для додаткового очищення води відносять наступні види господарств: флокулянтне, вапняне, сольове господарство, а також господарство гіпохлориту натрію.

У флокулянтном господарстві використовується реагент флокотон, що поставляється у вигляді гелію у бочках. Уміст бочки розвантажується в розчинно-розхідний бак і заливається технічною водою.

Для розчинення флокулянта на дні бака встановлюються дірчасті труби, крізь які подається стиснене повітря від повітродувки. Після розчинення флокотона і одержання його розчину необхідної концентрації, здійснюється дозування розчину насосом-дозатором. Віддозований розчин реагенту – флокотона змішується зі стічними водами у трубопроводі перед ТВ.

Періодично розчинно-розхідний бак чистять від зважених опадів, скидають його в каналізацію.

Усе реагентне господарство перебуває у закритому приміщенні.

Флокулянти дозволяють:

- максимізувати якість води при мінімізації температури відстоювання і виключити перенос часток;
- досягати запланованої продуктивності при менших витратах;
- збільшити продуктивність без капітальних витрат;
- мінімізувати проблеми, пов'язані з видаленням відходів

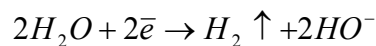
У вапняному господарстві комове вапно складається в баці мокрому зберігання, а вода надходить від резервуара технічної води і розділяючись йде у бак мокрому зберігання і у бак-мішалку. З бака мокрому зберігання грейфером вапняне тісто перевантажується в бункер і в вапногасилище, де відобувається мливо комовогої вавпна і гасіння

його технічною водою. Далі погашене вапно надходить у бак вапняного молока, а звідти насосом відкачується у бак-мішалку. З бака-мішалки вапняне молоко надходить у дозатор, звідки частина вапняного молока повертається у бак-мішалку, а частина направляється на підщелачування в освітлювач типу ВТІ. Вапно призначене для видалення карбонатної твердості.

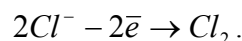
У сольове господарство вода надходить від резервуара фільтрованої води в бак мокрого зберігання солі, потім крізь дірчасту трубу насосом відкачується у фільтр-солерозчинник, звідки надходить у мірник розчину солі, а потім крізь ежектор відправляється на Na-катіонітовий фільтр і на електролізні установки.

У господарстві гіпохлориту натрію гіпохлорит натрію отримують електрохімічним шляхом за допомогою електролізу розчину повареної солі, а вода надходить від насоса, з бака мокрого зберігання солі у видатковий бак солі з додаванням у нього механічної води з резервуара фільтрованої води. З видаткового бака солі розчин солі надходить на електролізер, у якому за допомогою електродів утвориться розчин гіпохлориту натрію.

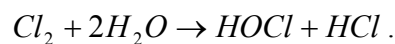
На катоді протікає реакція:



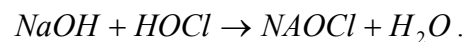
На аноді відбувається розряд іонів хлору



Далі відбувається гідроліз хлору



В остаточному підсумку утвориться гіпохлорит натрію NaOCl



Розчин гіпохлориту натрію надходить у видатковий бак гіпохлориту натрію, а потім крізь насос-дозатор надходить у воду.

Схема підземного очищення шахтної води. Для одержання технічної води для шахти ім. С.М. Кірова ДП «Макіїввугілля» передбачається використання очищеної шахтної води. Так, на шахті прийнята технологія підземного очищення шахтних вод, розроблена в ДонНАСА.

До складу технології входять: установка для очищення шахтної води з відкритим гідроциклоном (ОГЦ) і волокнистим багатосекційним фільтром (ВБСФ), осадкоушільнювач (ОУ), розчинно-витратний бак флокулянта (РРБФ) з дозатором. Запропоновану технологічну схему очищення шахтних вод підземним способом з усіма елементами наведено на рис.2.

Шахтна вода з нижнього горизонту 475м під тиском підводиться по трубах тангенційно до баку ГЦ, у якому осаджуються найбільш великі домішки. До технологічної схеми включено гідроциклон нової моделі, марки ГЦД-150, який осаджує не тільки найбільш великі, але і домішки середнього розміру. У водозбірнику в вирву гідроциклону вводиться розчин реагенту, який перекачується з бака РРБФ.

Оброблену реагентом шахтну воду після повітровідкремлення у баці ГЦ фільтрується зигзагообразно крізь волокнисту насадку баків ВБСФ, очищається при цьому від суспензій, і з останнього бака розділяється по трубі до навколоствольного двору, де знезаражується і надходить у внутрішній трубопровід або направляється у водозбірники.

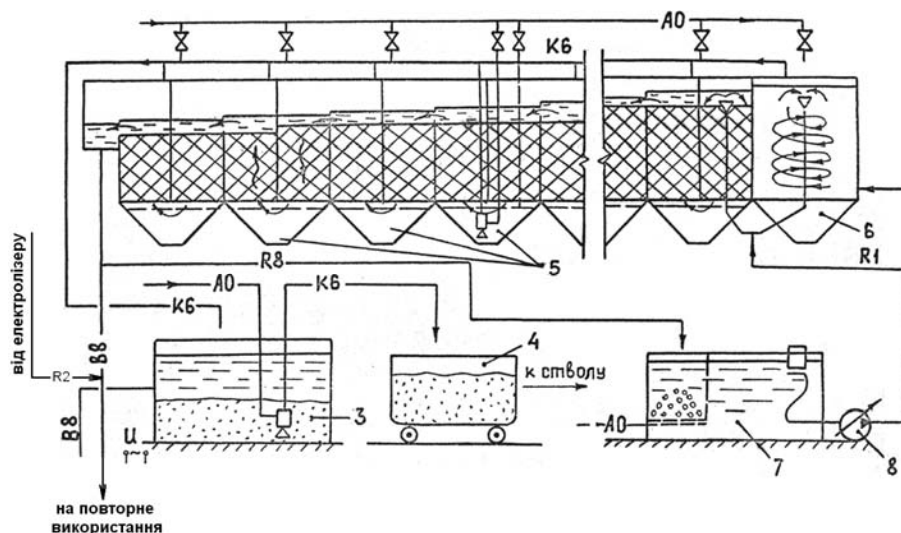


Рис. 2. Технологічна схема освітлення шахтних вод у підземних умовах: 1 – водозбірник; 2 – електролізер; 3 – осадоушільнювач; 4 – вагонетка; АО – зжате повітря; К6 – шлам; В8 – освітлена вода; R1 – розчин реагенту; R2 – розчин гіпохлориту натрію; 5 – волокнистий фільтр; 6 – фільтр-гідроциклон; 7 – розчинно-витратний бак реагенту; 8 – насос-дозатор

Очищення волокнистої насадки здійснюється продувкою повітрям, підведеним незалежно до кожного бака по повітроводам і, який розподіляється по площі бака гребінками з дірчастих труб. Після продувки осад, який утворився, приділяється з баків ерліфтами і скидається по трубах з розривом струму в трубопровід, по якому самопливом переміщується до навколоствольного двору. Де зливається в бак-осадоушільнювач. Аналогічно віддаляється шлам з бака ГЦ виносним ерліфтом і ущільнений осад з ОУ (останній ерліфтом вивантажується у вагонетки).

Вода, відділена від осаду, приділяється з бака ОУ зверху за допомогою поплавця і гнучкого шланга і надходить у водозбірники.

Бак для готування розчину реагенту обладнаний повітряною розподільною системою для перемішування води з реагентом; для готування розчину використовується очищена шахтна вода. Розчин з бака відбирається з верхньої частини шлангом з поплавцем. Розчин вводиться в установку з розривом струменя.

Усі баки обладнані патрубками для спорожнювання, бак ГЦ переливом, а баки ВБСФ – лотками для очищення бункерів. Отвору гребінки, що відводять прояснену воду з останнього бака ВБСФ, перекриваються бронзовими сітками для уловлювання волокон.

Баки ВБСФ з'єднані між собою герметично в області водозливів для переливу води з бака в бак.

Баки мають вушка для підвісу до кліті, транспортування лебідкою до місця установки і монтажу в проектному положенні.

На повітряній магістралі мають патрубки з запірними пристроями для підключення шлангів взмучування осаду, що злежався в баках ГЦ та ВБСФ.

Повторне використання шахтної води. Повторне використання очищеної (фільтрованої) води необхідне для економії шахтою водних ресурсів. Так, на шахті вона використовується:

- для пилопридушення (де необхідна фільтрована вода);

- в котелені (де необхідна глибоко зм'якшена прояснена вода, що пройшла спочатку очищення в реагентному господарстві, а потім на Na-катионитових фільтрах й обезкислювання);

- для потреб іншого призначення (де потрібно часткове реагентне пом'якшення проясненої води вапняно-содовим методом - вапном віддаляється карбонатна твердість, а некарбонатна – содою).

Окрім того, скидання очищеної води в природне середовище - річку Грузька уже не потребує зниження солемісту води, а лише необхідне знезараження її хлором.

Таким чином, очищення води, як на підземному, так на поверхневому рівні приносить не тільки економію для шахти, але не забруднює навколишнє середовище.

Бібліографічний список

1. Горшков В. А. Очистка и использование сточных вод предприятий угольной промышленности / В. А. Горшков. - М.: Недра, 1981.-169 с.
2. Селезньов С. Н. Очистка шахтных вод / С. Н. Селезньов та інш. – Донецьк: «Донбасс», 1975. - 110 с.
3. Горшков В. А. Очищення і використання стічних вод підприємств вугільної промисловості / В. А. Горшков, В. П. Кунін та інш. – 1991. - 142 с.

Надійшла до редколегії 18.09.2009

Очищение шахтных вод в подземных и поверхностных условиях на примере шахты им. С. М. Кирова. Рассмотрены схемы очистки шахтной воды на поверхности и в подземных условиях и использование ее в хозяйственных потребностях с сохранением окружающей природной среды.

Ключевые слова: шахта, шахтная вода, окружающая естественная среда, загрязняющие вещества, очистные сооружения, отстойник, гидроциклон, осветление, волокнистый фильтр, осветлитель, реагентное хозяйство

Surface and underground treatment of mine water by the example of S. Kirov mine. The article considers the charts of mine water treatment on the surface and underground and its use for economic purposes and environment protection.

Key words: mine, mine water, natural environment, contaminants, treatment facilities, sedimentation tank, hydrocyclone, освітлення, fibrous filter, освітлювач, реагентное хозяйство

УДК 622.831.322

О. Г. ХУДОЛЕЙ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

К ВОПРОСУ ОБ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПРОЯВЛЕНИЙ ВЫБРОСОПАСНОСТИ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ

В статье рассматриваются некоторые аспекты добычи угля на больших глубинах. Приводится подтверждение гипотезы об уменьшении интенсификации проявлений выбросов угля и газа при увеличении глубины ведения горных работ. Раскрывается сущность нового способа определения безопасной глубины выемки угольного пласта, исключающего возникновение внезапного выброса угля и газа.

Ключевые слова: добыча угля, интенсификация, выбросы угля и газа, гипотеза, анализ, исследования, прогноз, динамика газовыделения, акустический сигнал

В середине прошлого века у части ученых и производственников, работающих в угольной промышленности, начали возникать идеи относительно целесообразности ведения горных работ на больших глубинах. Помимо объективных трудностей, связанных с работой на больших глубинах (ухудшение условий проветривания, высокая температура, проблемы подъема, проблемы устойчивости горных выработок и т.д.), в высказываемых мнениях ставился вопрос об интенсификации проявлений выбросоопасно-

сти. По мере углубления горных работ увеличивалось и количество выбросоопасных шахтопластов. Этот факт неоднократно констатировался в горнотехнической литературе и научных публикациях [1].

К сожалению, и на сегодняшний день некоторые руководители отрасли, производственники и ученые считают, что увеличение глубины ведения горных работ приводит к активизации выбросоопасных ситуаций.

Однако, еще в начале семидесятых годов прошлого столетия в нескольких статьях [2,3,4] была высказана гипотеза роста и последующего снижения числа внезапных выбросов по мере увеличения глубины ведения горных работ. Эта гипотеза рассматривала изменение выбросоопасности только призабойной части пласта, и для своего обоснования включала анализ статистического материала, а также аналитические и экспериментальные исследования. Результаты работы над этой гипотезой были неоднократно опубликованы [1, 5], и убедительно доказывают ее состоятельность.

Так как в обосновании гипотезы использовался статистический материал о произошедших внезапных выбросах за период с 1953 по 1986 гг., в 2009 году сотрудниками ДонНТУ были проведены дополнительные исследования по некоторым аспектам отмеченной гипотезы. При проведении названного анализа было рассмотрено 2245 случаев внезапных выбросов за период с 1953 по 2006 гг., исключая ГДЯ при сотрясательном взрывании [6].

Одним из результатов проведенного анализа является статистическая зависимость представленная на рис.1.

Сопоставив результаты анализа с данными опубликованными ранее, можно сделать вывод не только о состоятельности выдвинутой гипотезы, но и о подтверждении ее практикой, которая, как известно, является критерием истины.

Естественно, что увеличение глубины разработки не привело (и не приведет) к полному прекращению внезапных выбросов, о чем свидетельствуют трагические последствия ГДЯ последних лет (ш.им.К.Маркса, ш.им.А.А.Скочинского и т.д.).

На наш взгляд проблема работы на больших глубинах состоит не столько в выбросоопасности угольных пластов, сколько в элементарном соблюдении ПБ и разработке более достоверных способов прогноза и контроля ГДЯ.

Принятый в 2005 году новый стандарт Минуглепрома Украины СОУ.10.1.00174088.011 (Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям) [7] содержит достаточное количество способов прогноза и контроля опасности ГДЯ при проведении подготовительных выработок и ведении горных работ.

В число этих способов входят:

прогноз выбросоопасности угольных пластов по начальной скорости газовыделения;

прогноз выбросоопасности по акустической эмиссии горного массива;

прогноз выбросоопасности по амплитудно – частотным характеристикам акустического сигнала;

прогноз выбросоопасности по параметрам акустического сигнала.

Одним из способов контроля предотвращения внезапных выбросов угля и газа является способ, основанный на определении величины зоны разгрузки призабойной части угольного пласта по динамике начальной скорости газовыделения (газодинамике).

Данный способ был разработан и внедрен в семидесятых годах прошлого века сотрудниками МакНИИ. На сегодняшний день он является нормативным и применяется уже не один десяток лет на шахтах, разрабатывающих выбросоопасные пласты.

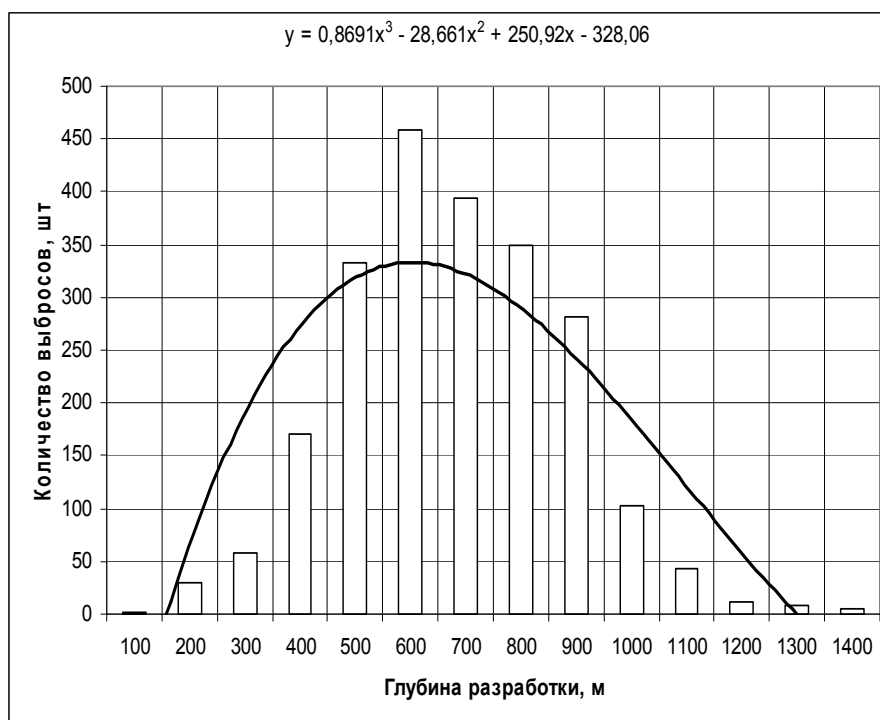


Рис. 1. Изменение количества внезапных выбросов в зависимости от глубины ведения горных работ

Сущность способа заключается в поинтервальном бурении контрольных шпуров диаметром 42 – 43 мм. На каждом интервале длиной 0,5 м в камере длиной 0,2 м измеряют начальную скорость газовыделения не позже чем через 2 мин после окончания бурения. Глубина интервала, в котором регистрируется снижение начальной скорости газовыделения, определяет глубину безопасной зоны разгрузки l_b . Глубина выемки l_g при которой исключаются внезапные выбросы, определяется как

$$L_g = l_b - 1,3 \text{ м} \quad (1)$$

К сожалению данный способ не позволяет надежно определить выбросоопасность призабойной части пласта из – за значительного числа ошибок II рода [3] при разработке пластов невысокой природной газаносности и «человеческого фактора».

С целью устранения отмеченных в [3] недостатков ДонНТУ в 2008 – 2009 гг. инициативно совместно с МакНИИ начали выполнять поисковые исследования, направленные на разработку нового, более надежного способа прогноза выбросоопасности призабойной части пласта. В его научной основе комплексный показатель нормативных значений динамики начальной скорости газовыделения и энергии акустических сигналов, регистрируемых при бурении.

Известно, что уголь непосредственно на груди забоя практически дегазирован, его газоносность находится на уровне остаточной природной. Начальная скорость газовыделения минимальна. Прочность, в т.ч. буримость – способность выделять энергию акустических сигналов значительна, хотя далеко не всегда максимальна из – за изменчивости прочности и газоносности угля.

Также по мере увеличения глубины бурения шпуров обязательно будет возрастать и природная (остаточная) газоносность. Многочисленными экспериментами, многолетним опытом разработки выбросоопасных пластов неоднократно доказана

неравномерность распределения в них газов. Именно поэтому из шпуров после достижения интервала падения, при дальнейшем их углублении могут иметь место самые различные значения начальной скорости газовой выделения.

Таким образом, при достижении во время поинтервального бурения контрольных шпуров области падения начальной скорости газовой выделения следует ожидать и снижения энергии акустических сигналов.

В основу способа поставлена задача усовершенствования способа определения безопасной глубины выемки угля выбросоопасного пласта, в котором за счет согласования и анализа регистрируемых параметров обеспечивается повышение точности и надежности способа.

Способ осуществляется следующим образом. Производят поинтервальное бурение контрольных шпуров, их герметизируют, измеряют начальную скорость газовой выделения. Интервал падения начальной скорости газовой выделения доказывает отсутствие на следующей (большей) глубине массива необходимой дегазации и потому возможность выброса угля и газа, если она определена природой формирования месторождения.

Одновременно производят замеры энергии акустических сигналов. При бурении контрольных шпуров первого (первых) интервалов из – за частичной дегазации призабойной части угольного пласта она может быть самой разнообразной. Но по мере увеличения глубины шпуров будет иметь место рост природной газоносности, следовательно, уменьшение энергии акустических сигналов.

Последнее положение подтверждают эксперименты, выполненные, в частности, на шахте «Социалистический Донбасс» в 1987 г. (пласт h_{10}) (Рис.2,3).

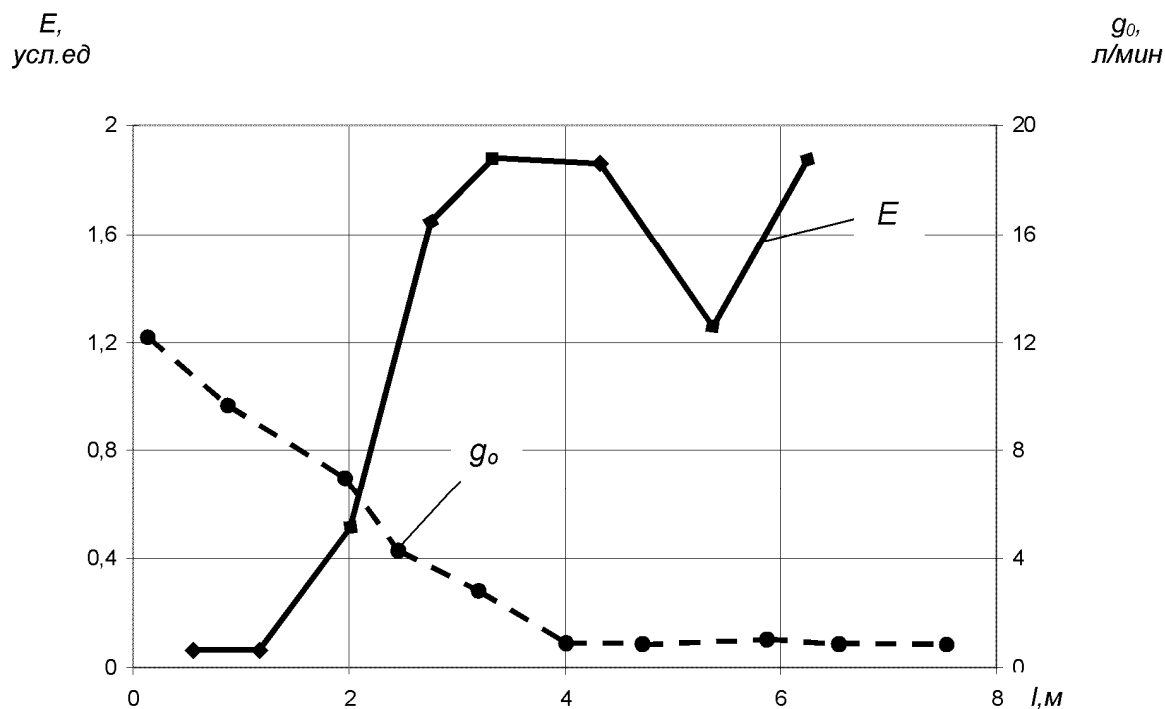


Рис. 2. Изменения начальной скорости газовой выделения (g_0 , л/мин) и энергии акустических сигналов (E) по мере увеличения глубины контрольных шпуров (l , м) - опыт выполнен 01.12.1987г.

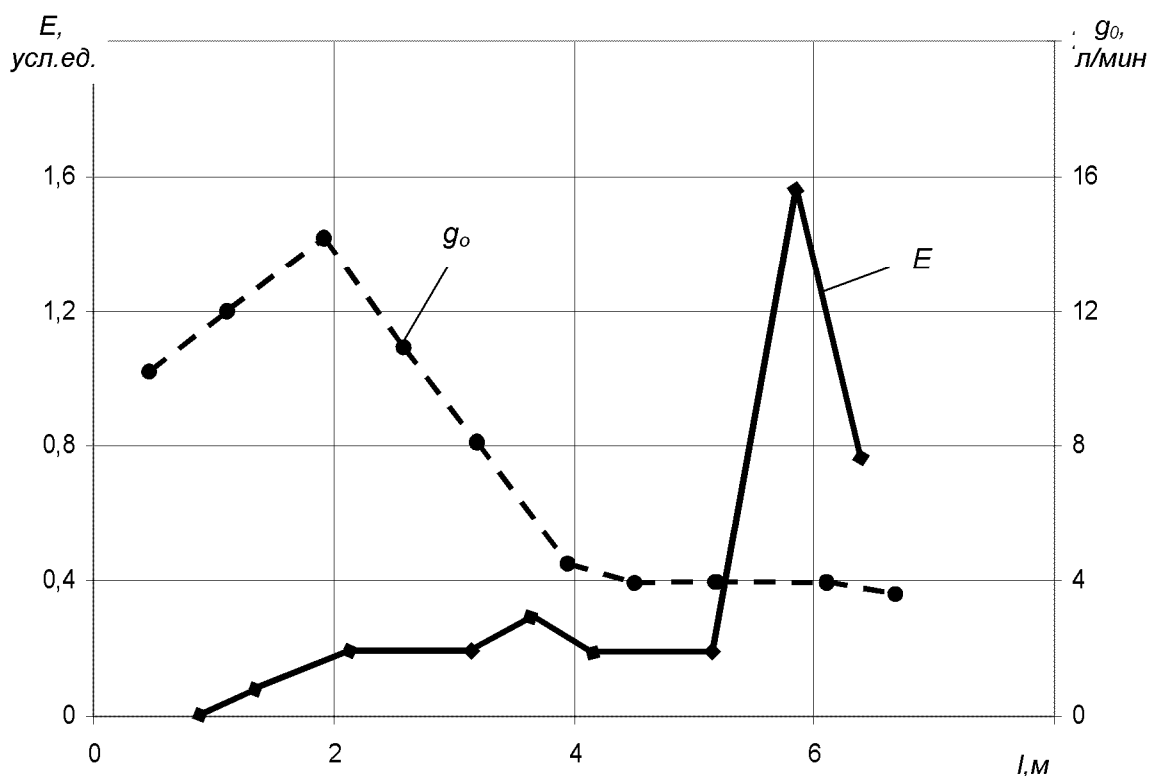


Рис. 3. Изменения начальной скорости газовыделения (g_0 , л/мин) и энергии акустических сигналов (E) по мере увеличения глубины контрольных шпуров (l , м) - опыт выполнен 19.11.1987г.

С целью подтверждения основных положений нового способа, сотрудниками и магистрантами ДонНТУ совместно с сотрудниками МакНИИ, на шахте «Щегловская – Глубокая» ш/у «Донбасс» проводятся опытно – промышленные испытания.

Выполняются они в соответствии с «Методикой проведения промышленных испытаний способа определения глубины выемки, предотвращающей выбросы», которая была разработана совместно ДонНТУ и МакНИИ, и рассмотрена на заседании бюро Центральной комиссии по вопросам вентиляции, дегазации и борьбы с газодинамическими явлениями в шахтах угольной промышленности Украины.

Использование предлагаемого способа обеспечивает определение с высокой точностью и надежностью выбросоопасность той призабойной части пласта, глубину выемки угля на которую, исключает возникновение внезапного выброса угля и газа, позволяет избежать материально – технических затрат, необходимых для предотвращения выбросов.

Библиографический список

1. Забигаило В. Е. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность / В. Е. Забигаило, В. И. Николин. – К.: Наукова думка, 1990. – 168 с.
2. Степанович Г. Я. К вопросу о выбросоопасности угольных пластов на больших глубинах / Г. Я. Степанович, В. И. Николин, Б. Н. Недосекин // Безопасность труда в промышленности. – 1970. - №6. – С. 27 – 28.
3. Колесов О. А. Региональный прогноз выбросоопасности угольных пластов Донецкого бассейна / О. А. Колесов, В. И. Николин, Г. Я. Степанович, В. Я. Ткач // Уголь Украины. – 1971. - №5. – С. 42 – 44.
4. Николин В. И. Опыт прогноза выбросоопасности пластов Донецко – Макеевского района Донбасса / В. И. Николин, О. А. Колесов. – М.: ЦНИЭИуголь, 1972. – 32 с.
5. Николин В. И. Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений / В. И. Николин, М. П. Васильчук. – Липецк: изд – во Роскомпечати, 1997. – 496 с.

6. Выбросы угля, породы в шахтах Донбасса в 1906 – 2007 гг.: справочник / [Н. Е. Волошин, Л. А. Вайнштейн, А. М. Брюханов и др.] – Донецк: СПД Дмитренко, 2008. - 920 с.

7. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ: СОУ 10.1.00174088.011 – 2005. Макіївка: Стандарт Мінвуглепрому України. - МакНДІ, 2006. – 225 с.

Надійшла до редколегії 12.10.2009

У статті розглядаються деякі аспекти видобутку вугілля на великих глибинах. Приводиться підтвердження гіпотези про зменшення інтенсифікації проявів викидів вугілля і газу при збільшенні глибини ведення гірничих робіт. Розкривається суть нового способу визначення безпечної глибини виїмки вугільного пласта, що виключає виникнення раптового викиду вугілля і газу.

Ключові слова: видобуток вугілля, інтенсифікація, викиди вугілля і газу, гіпотеза, аналіз, дослідження, прогноз, динаміка газовиділення, акустичний сигнал

In the article some aspects of mining are examined on large depths. Confirmation over of hypothesis is brought about diminishing of intensification of displays of the troop landings of coal and gas at the increase of depth of conduct of mountain works. Essence of new method of determination of safe depth of coulisse of coal layer, eliminating the origin of the sudden troop landing of coal and gas opens up.

Key words: mining, intensification, troop landings of coal and gas, hypothesis, analysis, researches, prognosis, dynamics of газовиділення, acoustic signal

УДК 622.867-51:616-001-046.47

В.О. ПОЛОЖИЙ (инж., НИИГД «Респиратор»)

И.Ф. МАРИЙЧУК (канд.техн.наук, доц., НИИГД «Респиратор»)

Ю.А. ПЕТРЕНКО (д-р техн.наук, проф., ДонНТУ)

Н.И. ШИЛИНГОВСКИЙ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

ТЕПЛООБМЕННЫЕ ПРОЦЕССЫ В ПАКЕТЕ ДЛЯ ОКАЗАНИЯ ПОМОЩИ ПОСТРАДАВШИМ ПРИ ПЕРЕГРЕВАНИИ И МЕХАНИЧЕСКИХ ТРАВМАХ

Приведены результаты исследований процессов теплообмена в системе «окружающая среда – водно-солевой раствор – человек», на основе которых определены состав, масса, параметры теплоизолирующей оболочки и техническая характеристика химического охлаждающего пакета ПХО, предназначенного для оказания доврачебной помощи пострадавшим при перегревании и механических травмах.

Ключевые слова: температура, пострадавшие, перегревание организма, механические травмы, химические ингредиенты, охлаждающий пакет, техническая характеристика

Во многих отраслях народного хозяйства Украины: угольной, металлургической, химической, стекольной, атомной и т.д. на производстве или при ведении аварийно-спасательных работ возникают экстремальные микроклиматические условия (температура влажность и скорость движения воздуха окружающей среды превышают допустимые нормы). Так, в настоящее время около 30 % шахт работают при температуре воздуха в горных выработках свыше 26 °С и влажности до 100 %, а протяженность выемочных полей 1000 м и более – 38 % шахт, что зачастую приводит к перегреванию организма горнорабочих, потере здоровья, а иногда и жизни, большим затратам на лечение и выплату регрессов. По данным Донецкого института медико-экологических проблем Донбасса и угольной промышленности за последние 10 лет к ним поступили 400 горнорабочих с диагнозом «острый перегрев организма», а затраты в год равны около 3 млн.грн. В других вышеприведенных отраслях температура воздуха на отдельных рабочих местах меняется от 40 °С до 200 °С в летний период, особенно при ремонте плавильных печей, что также приводит к несчастным случаям, в том числе с летальным исходом (заводы им. Ильича, Азовсталь, теплоэлектроцентрали Кураховская, Зуевская, Старобешевская, Стахановский, Запорожский, Мелитопольский заводы ферросплавов и т.д.).

При отсутствии средств индивидуальной противотепловой защиты для оказания доврачебной экстренной помощи пострадавшим при перегревании и механических травмах (снижение болевого синдрома) целесообразным является использование пакетов, в которых холод выделяется в результате эндотермической реакции с поглощением тепла при смешивании некоторых солей (карбамида, нитрата аммония, хлоридов: кальция, аммония, калия и т.д.) с водой. Температура водного раствора солей зависит от их состава, массы и температуры воздуха окружающей среды, которую определяют, как правило, экспериментальным путем, в то же время ее можно рассчитать. С другой стороны, после активации (приведения в действие) пакета температура раствора в течение короткого промежутка времени достигает отрицательных значений (до минус 8...10 °С). Для предупреждения переохлаждения участка тела пострадавшего, а также обеспечения необходимого эффекта, температура на внешней поверхности пакета должна быть по медицинским нормам (274...276) К (плюс 1...3) °С. Поэтому необходимо выбрать параметры теплоизолирующего слоя пакета: коэффициент теплопроводности материала и толщину, которые обеспечат указанную температуру на его поверхности.

Целью работы является исследование эндотермических процессов при растворении некоторых солей в воде и тепломассообменных процессов в системе «водно-солевой раствор – теплоизолирующая оболочка – окружающая среда», на основании результатов которых определить параметры охлаждающего пакета.

Предварительные экспериментальные исследования показали, что наиболее высокой охлаждающей способностью обладает состав из двух химических компонентов: карбамида и нитрата аммония при растворении в воде, массой по 0,1 кг. Для краткости записи введем обозначения: «1» – карбамид, «2» – нитрат аммония. Тогда теплота процесса растворения ΔH_{pc} , кДж/моль, в соответствии со следствием из закона Гесса [1].

$$\Delta H_{pc} = \Delta H_{p1} + \Delta H_{p2}, \quad (1)$$

где ΔH_{p1} , ΔH_{p2} – изменение теплоты веществ соответственно при растворении.

Для нитрата аммония интегральная теплота его растворения в 1 кг воды при температуре 25 °С в зависимости от числа моль соли приведена в работе [2]. Аппроксимация зависимости интегральной теплоты растворения нитрата аммония от числа моль воды на моль соли позволила найти следующие уравнения (коэффициент корреляции $r = 0,9994$):

$$\Delta H_{pc2} = (1,67 + 25,65x^{1,14}) / (12,14 + x^{1,14}), \quad (2)$$

где x – число молей нитрата аммония.

Зависимость интегральной теплоты при растворении нитрата аммония от числа моль воды на один моль соли приведена на рис. 1.

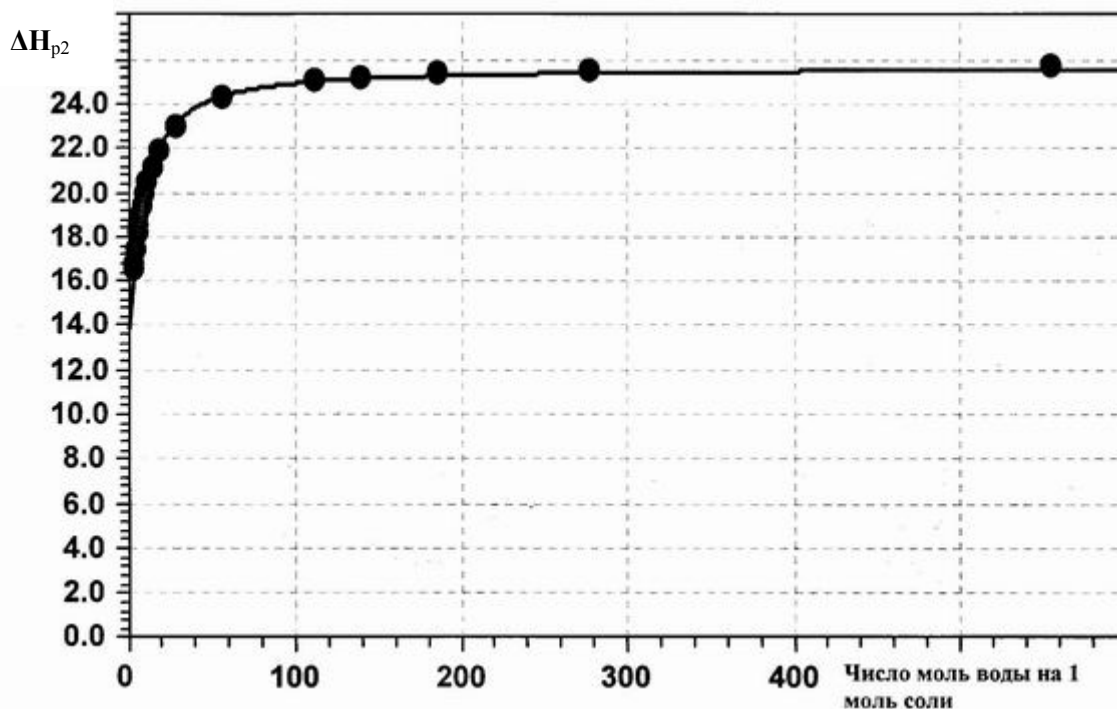


Рис. 1. – Зависимость интегральной теплоты растворения нитрата аммония от числа моль воды на 1 моль соли

Отсюда следует, что, начиная с числа моль воды, равного 55,55, выделяемое количество теплоты практически перестает зависеть от количества моль воды, принимая предельное значение, равное 25,77 кДж/моль.

Теплоту растворения карбамида находили на основе данных о его растворимости в воде в диапазоне от 0 до 100 °С в 100 г воды [3].

Для нахождения теплоты процесса растворения карбамида используем общее термодинамическое уравнение в дифференциальном виде для описания фазовых переходов – уравнение Клапейрона – Клаузиуса [1]:

$$\Delta H_{p1} = RT^2 d/dT(\ln C), \quad (3)$$

где ΔH_{p1} – теплота процесса растворения карбамида, кДж/моль;

R – универсальная газовая постоянная, Дж/(моль·К);

T – температура, К;

C – растворимость вещества, г/100 г воды.

Принимая, что в узком интервале температур теплота процесса растворения не зависит от температуры, уравнение (3) после интегрирования представим в виде:

$$\Delta H_{p1} = [R \ln(C_2 / C_1)] / [(T_2 - T_1) / (T_1 T_2)], \quad (4)$$

где C_1 и C_2 – растворимость соли при температуре T_1 и T_2 , соответственно.

Тогда, для характерного для горных выработок температурного интервала 20 – 40 °С, используя данные о растворимости карбамида, по уравнению Клапейрона – Клаузиуса, представленному в виде (4), находим теплоту растворения, которая равна 17,425 кДж/моль.

Рассмотрим реальную систему карбамид – нитрат аммония – вода с содержанием каждого из компонентов, равного 100 г. Пересчитаем массу каждого из компонентов на число моль, для чего значение массы 100 г разделим на молярную массу карбамида,

нитрата аммония, воды, равные соответственно 60,06; 80,04 и 18 г/молей. В результате получим, что в рассматриваемой системе содержится карбамида, нитрата аммония и воды 1,67; 1,25; 5,55 моль, соответственно. Зная реальное число молей карбамида и нитрата аммония, находим тепловой эффект от их совместного растворения. Тепловой эффект растворения нитрата аммония вычислим следующим образом. Определим число моль воды, приходящееся на 1 моль соли в системе: $5,55 / 1,25 = 4,44$. Подставив это значение в уравнение (2), получим значение теплоты растворения, равное 17,47 кДж/моль. Окончательно теплоту растворения нитрата аммония и карбамида с учетом числа молей каждого из компонентов получим из уравнения:

$$\Delta H_{pc} = n_1 m_1 \Delta H_1 / A_1 + n_2 m_2 \Delta H_2 / A_2, \quad (5)$$

где n_1, n_2 – мольные доли; m_1, m_2 – массы, г; A_1, A_2 – молярные массы, г/моль карбамида и нитрата аммония соответственно.

Определим мольные доли n_1 и n_2

$$n_1 = m_1 A_2 / (m_1 A_2 + m_2 A_1),$$

$$n_2 = 1 - n_1, \quad (6)$$

т.е. $n_1 = 0,57$ и $n_2 = 0,43$.

Подставляя в уравнение (5) соответствующие значения, получаем $\Delta H_{pc} = 25,98$ кДж/моль.

Теплоту в процессе растворения веществ в воде можно также рассчитать по формуле [4]:

$$\Delta H_{pc} = [(m_1 + m_2 + m_b) C_p + m_n C_n] \Delta t, \quad (7)$$

где m_b, m_n – масса воды и пакета соответственно, г;

C_p, C_n – удельная теплоемкость полученного раствора и пакета соответственно, Дж/(г К);

Δt – перепад температуры при растворении, К.

Из уравнения (7) имеем

$$\Delta t = H_{pc} / [(m_1 + m_2 + m_b) C_p + m_n C_n] \quad (8)$$

Удельная теплоемкость раствора нитрата аммония и карбамида получена экспериментальным путем и равна 2,94 кДж / (кг·К). Для пакета из полиэтиленовой пленки массой 0,01 кг теплоемкость равна 2,09 кДж/(г·К) [5]. После подстановки соответствующих значений в формулу (8) получим $\Delta t \approx 29,5$ °С.

Следовательно, при температуре воздуха в горной выработке 30°С температура на поверхности пакета из полиэтиленовой пленки с водным раствором нитрата аммония и карбамида равна 0,5 °С.

Динамика температуры раствора в период использования пакета (рис. 1) представляется решением уравнения с краевыми условиями в безразмерном виде:

$$\frac{\partial \theta}{\partial (a \cdot Fo)} = \frac{\partial^2 \theta}{\partial \xi^2}, \quad 0 \leq \xi < 1; \quad Fo > 0, \quad \theta(\xi, 0) = \theta_0 = 1; \quad (9)$$

$$\left. \frac{\partial \theta}{\partial \xi} \right|_{\xi_i=0} = 0, \quad \left. \frac{\partial \theta}{\partial \xi} \right|_{\xi=1} + \text{Bi} \cdot \theta_{\text{п}} = 0; \quad (10)$$

$$\xi = \frac{x}{h}, \quad \theta = \frac{T - T_c}{T_{\text{min}} - T_c}, \quad \text{Fo} = \frac{a \cdot \tau}{h^2}, \quad \text{Bi} = \frac{k \cdot h}{\lambda}, \quad (11)$$

где T , T_c , T_{min} – температуры раствора, воздуха окружающей среды, начальная отрицательная температура раствора, соответственно, К; λ – коэффициент теплопроводности раствора, Вт/(м·К); a – коэффициент теплопроводности раствора, м²/с; k – коэффициент теплопередачи окружающей среды раствору через оболочку пакета, Вт/(м·К); τ – время с момента использования пакета, с; $\theta_{\text{п}} = \theta|_{\xi=1}$ – безразмерная температуры на поверхности пакета.

Решение задачи (9) – (11) с использованием метода Фурье [6] имеет вид

$$\theta_{\text{п}} = 1 - \cos(\sqrt{\text{Bi}} \cdot \xi) \cdot e^{-\text{Bi} \cdot \text{Fo}}.$$

Результаты расчета относительной температуры раствора в зависимости от числа Fo (Фурье) при разных значениях Bi (БИО) представлены на рис. 2.

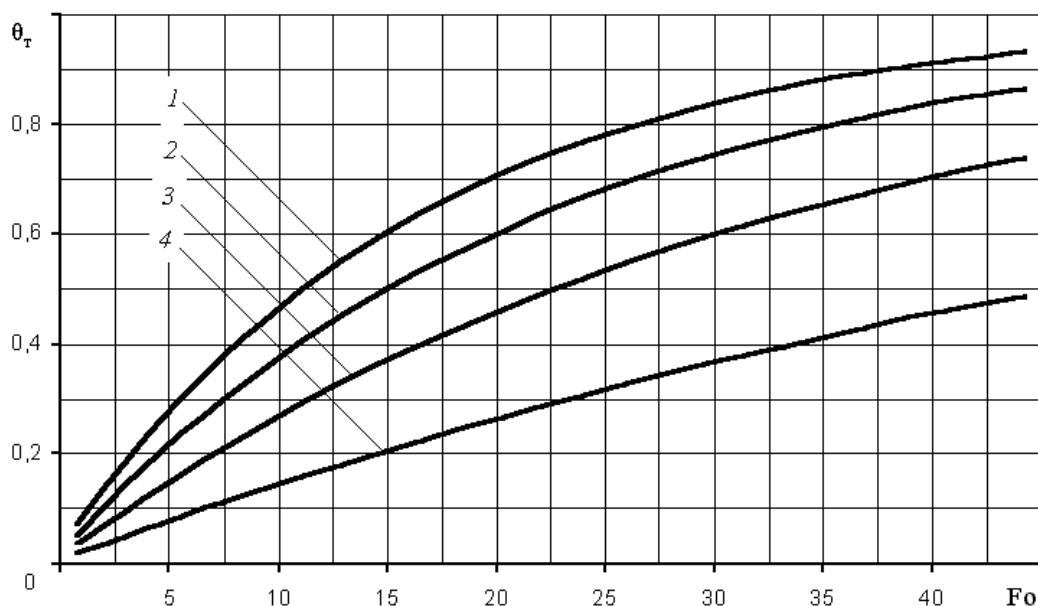


Рис. 2. – Результаты моделирования динамики температуры раствора
1 $\text{Bi} = 0,60$; 2 $\text{Bi} = 0,45$; 3 $\text{Bi} = 0,30$; 4 $\text{Bi} = 0,15$

В результате проведенных теоретических исследований установлено, что толщина теплоизолирующего слоя пакета должна быть в пределах $\delta = (2 \dots 4) \cdot 10^{-2}$ м, выполненного из материала с коэффициентом теплопроводности $\lambda = (0,12 \dots 0,25) \text{ Вт} / (\text{м} \cdot \text{К})$.

На основании исследований получили техническую характеристику пакета химического охлаждающего ПХО (табл.1).

Таблица 1

Техническая характеристика пакета ПХО

Наименование показателя	Величина показателя
1 Время охлаждающего действия при температуре воздуха окружающей среды 303 К (плюс 30 °С), мин, не менее	25
2 Время приведения в действие (активации), с, не более	10
3 Масса, кг, не более	0,35
4 Габаритные размеры, мм, не более	
длина	220
ширина	130
толщина	30

Как показали результаты исследований в тепловой камере НИИГД «Респиратор» с температурой воздуха плюс 30 °С и влажностью воздуха до 100 % с участием 5-ти испытуемых при достижении ими предельных значений температуры тела (38,6 °С) или частоты сердечных сокращений (170 мин⁻¹) в результате физических нагрузок применение восьми пакетов в наиболее чувствительных к теплосъему участках тела пострадавших обеспечивает восстановление физиологических параметров в течение 20...25 мин.

Таким образом, применение охлаждающих пакетов с химическими ингредиентами позволяет оказывать доврачебную помощь пострадавшим при перегревании организма и механических травмах, сохранить их здоровье и жизнь, сократить затраты на лечение и выплату регрессов.

Библиографический список

1. Курс физической химии: в 2 т./ под ред. Я.И.Герасимова. – М.: Химия, 1970. – Т.1.
2. Краткий справочник физико-химических величин. – Л.: Химия, 1967.
3. Химическая энциклопедия: в 5 т. – М.: Советская энциклопедия, 1964. – Т.3.
4. Справочник химика: в 6 т. – М.; Л.: Госхимиздат, 1964. – Т.3.: Химическое равновесие и кинетика. Свойства растворов. Электродные процессы.
5. Справочник по массам / под ред. М.И.Гарбара. – М.: Химия, 1967.
6. Юдаев Б.Н. Теплопередача / Б.Н.Юдаев. – М.: Высшая школа, 1973. – 360 с.

Надійшла до редколегії 06.11.2009

Приведені результати досліджень процесів теплообміну в системі «навколишнє середовище – водно-сольовий розчин – людина», на основі яких визначені склад, маса, параметри теплоізолюючої оболонки і технічна характеристика хімічного охолоджуючого пакету ПХО, призначеного для надання долікарської допомоги постраждалим при перегріві і механічних травмах.

Ключові слова: температура, потерпілі, перегрівання організму, механічні травми, хімічні інгредієнти, охолоджуючий пакет, технічна характеристика

There is a result of the investigations of the heat exchange processes in the system of "environment - water-salt solution-human", on the basis of which the structure, the weight, the data of the heat exchange cover and the technical characteristic of refrigerant bag ПХО are specified, which is used for rendering the first aid of victims during the superheating and mechanical injuries.

Key words: temperature, injured persons, overheating, mechanical injury, chemical components, cooling package, technical characteristics

УДК 654.1:654.9

И.А. МОЛОКОВСКИЙ (магистрант, ДонНТУ)

СИСТЕМА СБОРА И ПЕРЕДАЧИ ИНФОРМАЦИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ УРОВНЯ БЕЗОПАСНОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ МК-КОМПЛЕКСОВ

В статье рассмотрен метод контроля за распределением усилий между головными канатами многоканатной подъемной установки с помощью измерения частоты поперечных колебаний и его реализация с помощью системы сбора и передачи информации на основе современных телекоммуникационных технологий. В статье приведено детальное описание и функции каждого элемента, входящего в состав предлагаемой системы.

Ключевые слова: головной канат, современные средства связи, шахта, подъемная установка, частота

Вскрытие и отработка запасов угля, находящихся на глубинах 1000м и более, в настоящее время осуществляется, как правило, вертикальными стволами, оснащенными многоканатными подъемными установками.

На рис.1 приведена схема многоканатной подъемной установки, которая состоит из приводного шкива 1, электродвигателя 2, головных канатов 3, сосудов 4, уравновешивающих канатов 5, отклоняющих шкивов 6. Одной из основных отличительных особенностей системы многоканатного подъема является наличие в ней нескольких головных (подъемных) и уравновешивающих канатов. В период разработки теоретических основ и эксплуатации первых таких установок (1955-65гг) считалось, что это обстоятельство выгодно отличает их от обычного подъема с одним канатом, так как при обрыве одного или даже двух канатов исключается дальнейшее развитие аварии.

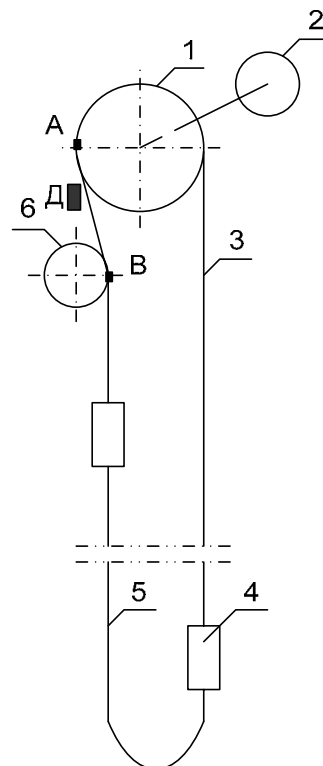


Рис. 1. – Схема многоканатной подъемной установки

Однако, длительный опыт эксплуатации систем многоканатного подъема показал, что случаи аварий, связанные с обрывом одного или нескольких головных канатов – явление, к сожалению, далеко не редкое. Ликвидация последствий таких аварий, как правило, требуют значительных временных и материальных затрат и связана с выполнением работ в условиях с повышенной опасностью [5].

Подобные аварийные ситуации неоднократно имели место в скиповых стволах шахт им. Румянцева производственного объединения «Артемуголь», им. Стаханова производственного объединения «Красноармейск уголь», в клетевом стволе шахты «Заря» производственного объединения «Торезантрацит» и др. Во всех случаях детально расследовались причины аварии и разрабатывались конкретные меры по их недопущению. Характерной особенностью явилось то, что все обрывы канатов произошли при их техническом состоянии, вполне соответствующем требованиям Правил безопасности. Было установлено, что аварии с обрывами головных канатов происходят в основном по причине недопустимого перегруза одного из канатов с последующим скольжением его по желобу футеровки приводного шкива, сопровождающимся явлением динамического «срыва» каната. Подобные динамические явления были зафиксированы при обследовании многоканатных подъемных установок шахт «Прогресс» объединения «Торезантрацит», «Суходольская-Восточная» оюединения «Краснодонуголь», им. Пochenкова объединения «Макеевуголь» и др.

Существующая методика контроля равномерного распределения усилий между подъемными канатами в общем виде сводится к следующему. Подъемные сосуды устанавливаются в крайнее (исходное) положение. На каждом канате искусственно возбуждается поперечная волна колебаний. Секундомером определяется время прохождения прямой и отраженной (от сосуда, находящегося внизу) волны колебаний на каждом канате. По усредненной разнице времени прохождения волны, используя простые математические расчеты, определяют разницу натяжений канатов, которая должна быть $\leq 25\%$ от среднего значения [4].

Однако, в процессе эксплуатации многоканатных подъемных комплексов было установлено, что за время движения сосуда по стволу, глубина которого может достигать 1240м (ш. Шахтерская – Глубокая) за один цикл подъема может происходить многократный перегруз одного из канатов, который сопровождается явлением динамического «срыва» или обрывом самого каната.

Оптимальным решением этой проблемы следует считать разработку и внедрение устройств (аппаратов), позволяющих осуществить контроль за распределением усилий между подъемными канатами при движении подъемного сосуда в любой точке ствола.

Одним из решений данной проблемы может быть внедрение на многоканатных подъемах средств контроля частоты колебания каната на участке между точками А и В (рис. 1), т.е. на участке между приводным и отклоняющим шкивами. Длина подъемных канатов на этом участке – величина постоянная при любом положении в стволе подъемных сосудов, а частота поперечных колебаний каждого из канатов будет зависеть от фактической величины его натяжения. Для постоянного контроля частоты собственных колебаний каждого из канатов, а значит, и постоянного контроля за величиной натяжения предлагается использовать систему сбора и передачи информации на основе современных телекоммуникационных технологий, которые позволяют не только собрать необходимую информацию, но и своевременно передать ее, например, машинисту подъема, главному механику, диспетчеру или наложить «запрет» на работу подъемного комплекса в целом.

Такие системы могут состоять, например, из магнитоиндукционного или емкостного датчика (Д рис. 1), усилителя сигнала, устройства управления, электронно-вычислительной машины, и SCADA-системы.

Датчик служит источником электрического сигнала, используемого для контроля частоты колебаний каната при его движении. Данный датчик состоит из магнитной системы, пластмассового корпуса и пластмассовых регулировочных колец. Принцип работы датчика основан на измерении магнитного или емкостного сопротивления системы, осуществляемого расположенными в вертикальной плоскости канатом, движущегося над активной поверхностью датчика. Изменение магнитного или емкостного сопротивления вызывает изменение магнитного потока в системе, в следствие в катушке наводится ЭДС.

В качестве устройств управления может выступать контроллер, который преобразует синусоидальные сигналы с выхода датчика на отсчеты в виде 0 и 1, тем самым высчитывая нужные для нас параметры, а именно частоту поперечных колебаний канатов.

SCADA-система — [система](#) диспетчерского контроля и сбора данных.

Основные задачи, решаемые SCADA-системами:

1. Обмен данными с устройствами связи с объектом, то есть с промышленными контроллерами и платами ввода/вывода в реальном времени через драйверы;
2. Обработка информации в реальном времени;
3. Отображение информации на экране монитора в понятной для человека форме (запись графиков).

С целью подтверждения работоспособности данных устройств в единой системе и получения экспериментальных данных был проведен эксперимент на шахте имени «Калинина».

Для подтверждения полученных результатов необходимо составить математическую модель, которая описывает динамику подъемной установки. По данной проблеме было много написано работ [2], [3]. Так в работе [2] были выдвинуты гипотезы и допущения, основанные на результатах многочисленных исследований, выполненных различными авторами на упрощенных моделях, в которых тот или иной динамический процесс в каком-либо элементе общей системы рассматривается в отрыве и без учета взаимодействия с остальными компонентами.

Однако, для проверки полученных данных возможно использовать формулу для расчета частоты поперечных колебаний тонкого гибкого стержня длиной L (м), растянутого продольным усилием F (Н) [2]:

$$f = \frac{n}{2L} \sqrt{\frac{F}{\gamma \cdot S}}, \text{ Гц,}$$

где γ – удельная масса материала стержня ($\text{кг}/\text{м}^3$);
 S – площадь его поперечного сечения (м^2);
 $n = 1, 2, 3, \dots$

Применительно к канатам $\gamma \cdot S = q$ – погонная масса каната ($\text{кг}/\text{м}$), и тогда при $n=1$ (для наименьшей частоты) имеем:

$$f = \frac{1}{2L} \sqrt{\frac{F}{q}}, \text{ Гц,}$$

откуда находим

$$F = 4f^2 L^2 q, \text{ Н.}$$

Именно по этим математическим выражениям, подставляя в них стандартные значения, характерные для конкретной подъемной машины, можно определить фактическое распределение усилий между головными канатами на многоканатных и одноканатных подъемных установках.

На графике представлена данная зависимость при условии, что $\gamma=7800\text{кг/м}^3$, $S=0,001\text{м}^2$ и длине каната $L=7\text{м}$.

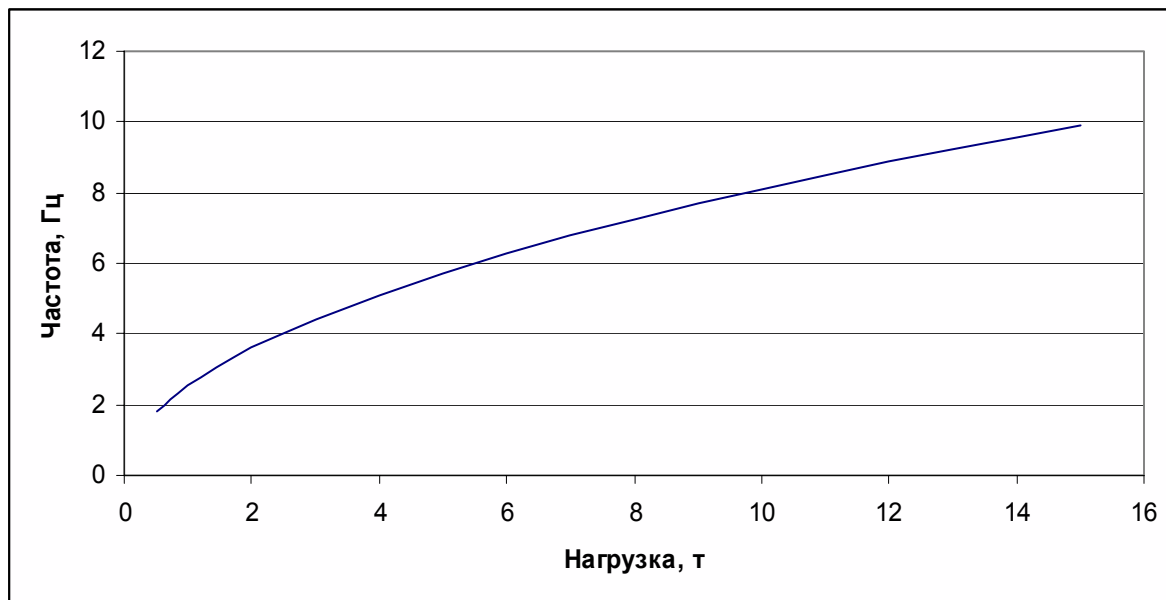


Рис. 2. – Зависимость частоты поперечного колебания каната от его фактического натяжения при $\gamma=7800\text{ кг/м}^3$, $S=0,001\text{ м}^2$ и длине каната $L=7\text{ м}$.

Предложенный метод сбора и передачи информации о состоянии головных канатов с использованием телекоммуникационных систем поможет предупредить неправильную (аварийную) работу многоканатных подъемных машин. Данный метод предусматривает возможность контроля за частотой поперечных колебаний, а следовательно, и за распределением нагрузок между головными канатами многоканатной подъемной машины, предупреждая о критических состояниях, таких как динамический «срыв» или обрыв самого каната. В дальнейшем возможно внедрение такой системы к общешахтную компьютерно-технологическую сеть, с предварительным согласованием типа и структуры передаваемой информации внутри сети и с выхода предложенного устройства.

Библиографический список

1. Ардис - датчик магнитный ДМ-3 / [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://www.ardis-tula.ru/?Datchiki:Datchik_magnitnyi_DM-3.
2. Дворников В.И. Трибухин В.А. Математическая модель динамики подъемной установки в режимах предохранительного торможения / В.И. Дворников, В.А. Трибухин // Проблемы експлуатації об'їднання шахтних стаціонарних установок: збірник наукових праць. – 2002. – Вип. 95. – 252с.
3. Шахтный подъем: научно-производственное издание / Бежок В.Р., Дворников В.И., Манец И.Г., Пристром В.А.; под общ. ред. Б.А. Грядущий, В.А. Корсун. – Донецк: ООО «Юго-Восток, ЛТД», 2007. – 624с.
4. Сидоренко В. Возможные перегрузки головных канатов в системе многоканатного подъема / В.Сидоренко, Е. Молоковская // Технополис. – Вып. 3(47).

5. Современные проблемы эксплуатации шахтных подъемных установок / А.М. Мошкин // Иркутский государственный технический университет [Электронный ресурс]. – Режим доступа: URL: http://mining.istu.edu/files/article/44_moshkin.pdf.

Надійшла до редколегії 11.12.2009

У статті розглянуто метод контролю за розподіленням зусиль між головними канатами багатоканатного під'ємного пристрою за допомогою вимірювання частоти поперечних коливань та реалізація цього методу за допомогою системи збору й передавання інформації, що використовує сучасні телекомунікаційні технології. У статті наведений детальний опис та функції кожного елемента, що входить до складу запропонованої системи.

Ключові слова: головний канат, сучасні засоби зв'язку, шахта, обладнання для підйому, частота

In the article the author considers the method of control distribution efforts between head ropes of multiwire-rope lifting setting. The given method is based on measuring frequencies of transversal vibrations. This method realization is presented with the help of collection and information system. In the article a detailed description of each element functions has been given.

Key words: head rope, modern communication means, mine, lifting setting, frequency

УДК 517

С.Г. ЕХИЛЕВСКИЙ (д-р техн.наук, проф. ПГУ)
Д.В. ПЯТКИН (канд.техн.наук, доц., ПГУ)
О.В. ГОЛУБЕВА (канд.техн.наук, доц., ПГУ)
Н.А. ГУРЬЕВА (канд.техн.наук, доц., ПГУ)
В.Г. ПОТАПОВ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)
Ю.А. МАЛЕВАННЫЙ (инж. ДонНТУ)
Е.А. ТЮРИН (инж. ДонНТУ)

ВЛИЯНИЕ ФОРМЫ И РАЗМЕРОВ ПОРИСТОЙ ГРАНУЛЫ НА СКОРОСТЬ ВНУТРЕННЕЙ ДИФФУЗИИ

Методами математической физики исследовано проникновение броуновских частиц вглубь сферических гранул поглотителя. Показано, что скорость процесса обратно пропорциональна квадрату радиуса. Выполнен сопоставительный анализ полученных зависимостей с имеющими место в плоском случае. Рассмотрены и соответствующим образом интерпретированы различные предельные ситуации.

Ключевые слова: гранулы, диффузия, сорбция, концентрация

Как правило, лимитирующей стадией сорбции является внутренняя диффузия. Поэтому изучение факторов, влияющих на скорость этого процесса весьма актуально. Очевидно, в первую очередь, представляют интерес гранулы симметричной формы, когда частицы примеси преодолевают пути с одинаковыми сопротивлениями диффузии. В этом смысле двум предельным ситуациям отвечают сферические и плоские гранулы. Рассмотрим вначале первую.

В сферическом слое радиуса r и толщины dr в момент времени t находится

$$d_r N(r, t) = W(r, t) dV = W(r, t) 4\pi r^2 dr$$

частиц примеси, где N - их концентрация, dV - объем слоя. За время dt их количество изменится на

$$d_r N(r, t + dt) - d_r N(r, t) \approx d_t (d_r N(r, t)) = \frac{\partial}{\partial t} (d_r N(r, t)) dt = \frac{\partial W(r, t)}{\partial t} 4\pi r^2 dr dt \quad (1)$$

частиц. Это изменение обусловлено тем, что за время dt в слой втекает

$$d_t N(r, t) = 4\pi r^2 q(r, t) dt = -4\pi r^2 \kappa \frac{\partial W(r, t)}{\partial r} dt$$

частиц (здесь $q(r, t)$ - плотность их потока, κ - положительная феноменологическая постоянная, определяемая коэффициентом диффузии и пористостью гранул), а вытекает $d_t N(r + dr, t)$. То есть, за время dt количество частиц в слое увеличивается на

$$d_t N(r, t) - d_t N(r + dr, t) \approx -d_r (d_t N(r, t)) = -\frac{\partial}{\partial r} (d_t N(r, t)) dr = \frac{\partial}{\partial r} \left(4\pi r^2 \kappa \frac{\partial W(r, t)}{\partial r} dt \right) dr \quad (2)$$

штук. Приравняв правые части (1), (2), запишем условие баланса частиц в дифференциальной форме

$$\frac{\partial W(r, t)}{\partial t} = \frac{\kappa}{r^2} \frac{\partial}{\partial r} \left(r^2 \frac{\partial W(r, t)}{\partial r} \right). \quad (3)$$

Уравнение (3) дополним начальным и граничным условиями

$$W(r, 0) = 0, \quad W(R, t) = W_0, \quad (4)$$

означающими, что в начальный момент гранула не загрязнена и подвергается извне постоянному концентрационному напору, где R - радиус гранулы. Кроме того, в силу симметрии

$$\left. \frac{\partial W(r, t)}{\partial r} \right|_{r=0} = 0. \quad (5)$$

Заметим, что справа в (3) возникла радиальная часть оператора Лапласа. Имея в виду фигурирующий в скобках множитель r^2 и формулу для производной частного, осуществим замену неизвестной функции

$$W(r, t) = \frac{1}{r} H(r, t), \quad (6)$$

Это приведет к резким упрощениям

$$W_r' = \frac{H_r' r - H}{r^2}, \quad (r^2 W_r')_r' = H_r' + r H_{rr}'' - H_r' = r H'' ,$$

и позволит после подстановки полученного выражения в (3) формально свести задачу к плоской

$$H'_t = \kappa H''_{rr}. \quad (7)$$

Уравнение (7) отличается от записанного в декартовых координатах, лишь заменой x на r . Для новой неизвестной условия (4) примут вид

$$H(r,0) = 0, \quad H(R,t) = RW_0. \quad (8)$$

Кроме того из (6) следует

$$H(0,t) = 0. \quad (9)$$

Имея в виду граничное условие (8) решение задачи (7) – (9) будем искать в виде

$$H(r,t) = rW_0 + h(r,t), \quad (10)$$

Тогда

$$h'_t = \kappa h''_{rr}, \quad (11)$$

причем для новой неизвестной h выполняются уже нулевые граничные условия

$$h(0,t) = h(R,t) = 0, \quad (12)$$

удобные для получения спектра. При этом начальное условие (8) примет вид

$$h(r,0) = -rW_0. \quad (13)$$

Решать задачу (11) – (13) будем методом разделения переменных Фурье:

$$h(r,t) = f(r)g(t). \quad (14)$$

Подставив (14) в (11), получим

$$f(r)g'(t) = \kappa f''(r)g(t),$$

или

$$\frac{1}{\kappa} \frac{g'(t)}{g(t)} = \frac{f''(r)}{f(r)} = const. \quad (15)$$

С учетом (13), временной асимптотики

$$h(r, \infty) = 0$$

и необратимости процесса диффузии, имеем

$$h(r,t) < 0, \quad h'(r,t) > 0,$$

откуда

$$\frac{h'_t}{h} = \frac{g'(t)f(r)}{g(t)f(r)} = \frac{g'(t)}{g(t)} < 0.$$

Следовательно, фигурирующая в (15) константа отрицательна:

$$const = -\lambda^2,$$

и имеют место уравнения

$$g'(t) = -\lambda^2 \kappa g(t), \quad f''(r) + \lambda^2 f(r) = 0.$$

Отсюда

$$g(t) = g(0)e^{-\lambda^2 \kappa t}, \quad f(r) = c_1 \sin \lambda r + c_2 \cos \lambda r, \quad (16)$$

где c_1 и c_2 - произвольные постоянные. Поскольку $g(t) \neq 0$ с учетом (14) и граничных условий (12) из (16) следует

$$f(0) = c_2 = 0, \quad f(R) = c_1 \sin \lambda R = 0.$$

Для нетривиального решения, последнее возможно, если

$$\lambda = \frac{k\pi}{R} \equiv \lambda_k \quad (k = 0, \pm 1, \pm 2, \dots). \quad (17)$$

Каждому k (см. (14), (16)) отвечает свое частное решение уравнения (11)

$$h_k(r, t) = b_k \sin \lambda_k r \cdot e^{-\lambda_k^2 \kappa t},$$

где b_k - некоторый числовой коэффициент. В силу линейности уравнения, (11) его общим решением является сумма

$$h(r, t) = \sum_{k=1}^{\infty} B_k \sin \lambda_k r \cdot e^{-\lambda_k^2 \kappa t}. \quad (18)$$

Числа

$$B_k = b_k - b_{-k}$$

могут быть найдены с помощью начального условия (13)

$$h(r, 0) = -rW_0 = \sum_{k=1}^{\infty} B_k \sin \lambda_k r,$$

как коэффициенты Фурье разложения функции $-rW_0$ на промежутке $[0, R)$ по синусам

$$B_k = -\frac{2W_0}{R} \int_0^R r \sin \lambda_k r dr. \quad (19)$$

Подставив в (19) выражение (17) для λ_k и выполнив интегрирование по частям, получим

$$B_k = \frac{2W_0 R (-1)^k}{\pi k}. \quad (20)$$

Формулы (6), (10), (17) – (20) описывают проникновение примеси внутрь гранулы

$$W(r, t) = W_0 + \frac{2W_0 R}{\pi r} \sum_{k=1}^{\infty} \frac{(-1)^k}{k} \sin\left(\frac{k\pi r}{R}\right) e^{-\left(\frac{k\pi}{R}\right)^2 t}. \quad (21)$$

Для построения соответствующих графиков удобно ввести приведенные концентрацию, радиус и обезразмеренное время соответственно

$$\omega = \frac{W}{W_0}, \quad \omega \in [0, 1], \quad (22)$$

$$\zeta = \frac{r}{R}, \quad \zeta \in [0, 1], \quad (23)$$

$$\tau = \frac{\kappa \pi^2 t}{R^2}, \quad \tau \in [0, \infty]. \quad (24)$$

В итоге вместо (21) получим

$$\omega(\zeta, \tau) = 1 + \frac{2}{\pi \zeta} \sum_{k=1}^{\infty} \frac{(-1)^k}{k} \sin(k\pi \zeta) e^{-k^2 \tau}. \quad (25)$$

Результаты расчетов, выполненных по формуле (25), представлены на рис. 1. Видно, что вначале примесь проникает в поверхностные слои и затем постепенно диффундирует вглубь гранулы. При $\tau = 7$ этот процесс практически завершен. Построенные кривые позволяют убедиться, что условие (5), полученное из независимых соображений и никак не использованное при получении (25), автоматически выполняется.

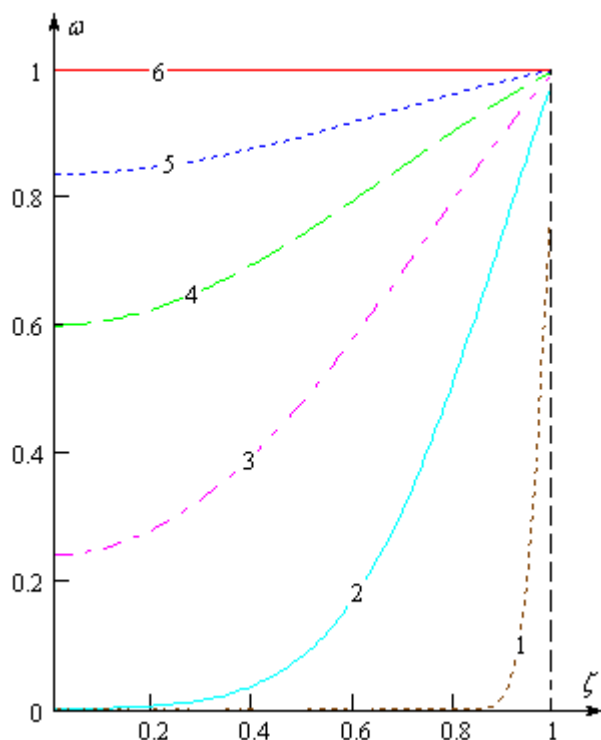


Рис. 1. Эволюция концентрации частиц примеси внутри пористой гранулы:
1) $\tau=0.01$; 2) $\tau=0.3$; 3) $\tau=0.9$; 4) $\tau=1.6$; 5) $\tau=2.5$; 6) $\tau=7$

Для сравнения, диффузия внутрь плоской гранулы толщиной $2l$ описывается рядом [1]

$$\omega(\xi, \tau) = 1 + \frac{2}{\pi} \sum_{k=1}^{\infty} \frac{(-1)^k}{k - \frac{1}{2}} \cos\left(\pi\left(k - \frac{1}{2}\right)\xi\right) e^{-\frac{R^2}{l^2}\left(k - \frac{1}{2}\right)^2 \tau} \quad (26)$$

где ξ - безразмерная (приведенная) координата, связанная с отсчитываемой от середины гранулы реальной координатой $x \in [0, l]$ соотношением

$$\xi = \frac{x}{l}. \quad (27)$$

Обозначение различных функций (25), (26) одной буквой не вызовет путаницы, так как они имеют различный список аргументов. Непосредственное сопоставление зависимостей (25), (26) невозможно, так как при данном dr объем сферического слоя зависит от его радиуса, а слой толщиной dx имеет равный объем при любом значении координаты. Поэтому для сравнения скорости диффузии внутрь различных гранул будем использовать среднее интегральное значение концентрации $\bar{W}(t)$. В результате для плоского случая получим

$$\bar{W}_n(t) = \frac{1}{V} \iiint_V W(x, t) dV = \frac{W_0}{V} \iiint_V \omega(x, t) dV = \frac{W_0 S}{V} \int_{-l}^l \omega(x, t) dx. \quad (28)$$

Используя четность $\omega(x, t)$ и связь площади гранулы S с ее объемом V

$$\frac{S}{V} = \frac{1}{2l},$$

выполним в (28) дальнейшие преобразования

$$\bar{W}_n(t) = \frac{W_0}{l} \int_0^l \omega(x, t) dx = W_0 \int_0^1 \omega(\xi, t) d\xi. \quad (29)$$

Аналогично для сферической гранулы получим

$$\bar{W}_c(t) = \frac{W_0}{V} \iiint_V \omega(r, t) dV = \frac{W_0 4\pi}{V} \int_0^R \omega(r, t) r^2 dr = \frac{W_0 4\pi R^3}{V} \int_0^1 \omega(\zeta, t) \zeta^2 d\zeta = 3W_0 \int_0^1 \omega(\zeta, t) \zeta^2 d\zeta, \quad (30)$$

где использована замена переменной (23) и связь объема сферической гранулы с ее радиусом $V = 4\pi R^3/3$. Подставив (25), (26) соответственно в (30), (29) и выполнив интегрирование, получим для среднего интегрального значения приведенной концентрации $\bar{\omega}(\tau) = \bar{W}(\tau)/W_0$ следующие выражения

$$\bar{\omega}_c(\tau) = 1 - \frac{6}{\pi^2} \sum_{k=1}^{\infty} \frac{1}{k^2} e^{-k^2 \tau}, \quad (31)$$

$$\bar{\omega}_n(\tau) = 1 - \frac{2}{\pi^2} \sum_{k=1}^{\infty} \frac{1}{(k-1/2)^2} e^{-\frac{R^2}{l^2} \left(k-\frac{1}{2}\right)^2 \tau}. \quad (32)$$

Из них при $\tau = 0$ с учетом известных сумм

$$\frac{\pi^2}{6} = \sum_{k=1}^{\infty} \frac{1}{k^2}, \quad \frac{\pi^2}{8} = \sum_{k=1}^{\infty} \frac{1}{(2k-1)^2},$$

получим $\bar{\omega}_c(0) = \bar{\omega}_n(0) = 0$, как и должно быть.

Результаты численных расчетов, выполненных для случая $R = l$ по формулам (32), (31) в графической форме представлены на рис. 2 а. Видно, что сферическая гранула заполняется быстрее, так как при равной площади поверхности

$$4\pi R^2 = 2S \quad (33)$$

ей, при $R = l$, отвечает вдвое меньший объем

$$4\pi R^3/3 < S2l = 4\pi R^3.$$

И наоборот, при равенстве объемов гранул

$$4\pi R^3/3 = S2l,$$

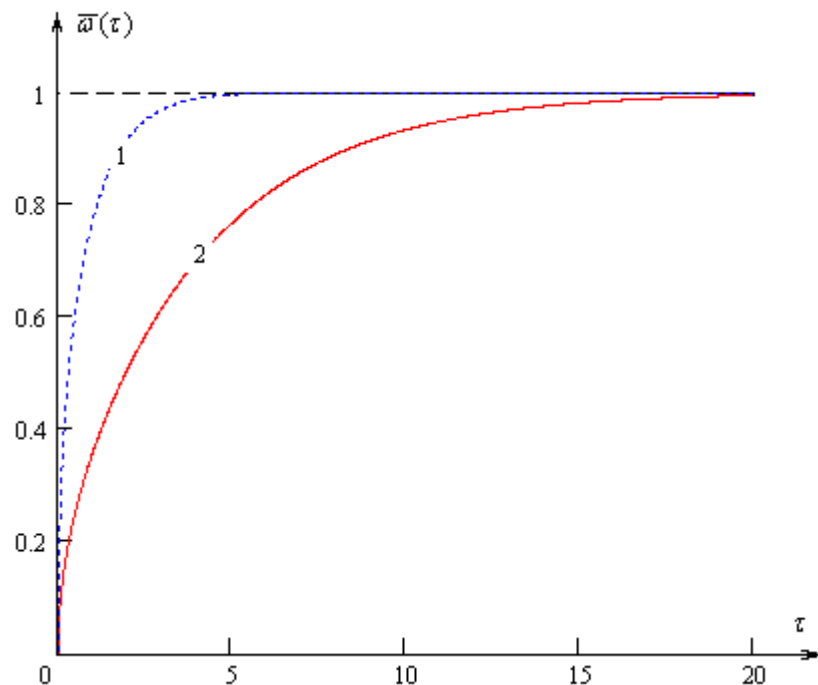


Рис. 2а. Эволюция среднего значения приведенной концентрации примеси при $R = l$ в сферических (кривая 1) и плоских (кривая 2) гранулах сорбента

из (33) следует $R = 3l$, что после подстановки в (32) приводит к равенству производных

$$\bar{w}_c(0)' = \bar{w}_n(0)'$$

(рис. 2 б). Так и должно быть, ибо при малых временах, пока глубина проникновения в сферическую гранулу не велика, ее поверхностный слой может считаться плоским, что при равных площадях поверхностей и объемах плоской и сферической гранул приводит к одинаковым значениям среднеинтегральных концентраций. В дальнейшем кривые расходятся, ибо проникновение в середину сферической гранулы происходит через меньшую (убывающую как r^2) поверхность, в то время, как в плоском случае эта поверхность не зависит от x , то есть не уменьшается по мере заполнения поверхностных слоев. По этой причине при $R = 3l$ плоская гранула заполняется быстрее, чем сферическая.

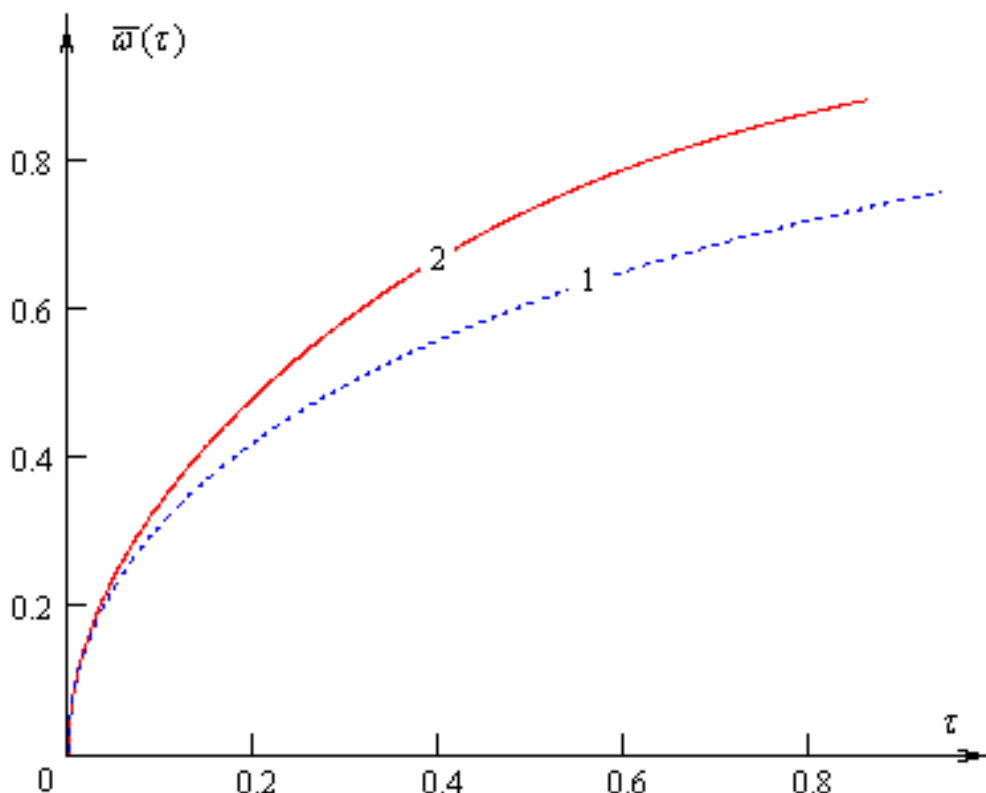


Рис. 26. Эволюция среднего значения приведенной концентрации примеси при $R = 3l$ в сферических (кривая 1) и плоских (кривая 2) гранулах сорбента

Таким образом, полученные зависимости не противоречат друг другу и допускают разумную интерпретацию.

Библиографический список

1. Тихонов А.Н. Уравнения математической физики / А.Н. Тихонов, А.А. Самарский. – М.: Наука, 1972.

Надійшла до редколегії 11.12.2009

Метами математичної фізики досліджено проникнення броунівських часток вглиб сферичних гранул поглинача. Показано, що швидкість процесу обернено пропорційна квадрату радіусу. Виконано порівняльний аналіз отриманих залежностей. Розглянуті і відповідним чином інтерпретовані різні граничні ситуації.

Ключові слова: гранули, дифузія, сорбція, концентрація

The method of mathematical physics is studied. Brownian particles penetrate deep into spherical granules sink. It is shown that the process speed is inversely proportional to the square of the radius. Completed a comparative analysis of the dependence of having a place in the plane case. Considered and appropriate for once-interpreted in various limiting situations.

Keywords: pellets, diffusion, sorption, concentration.

UDK 622.4.

V.A. TROFIMOV (c.t.s., associate professor)

Y.B. NIKOLAYEV (c.t.s., associate professor)

Y.V. GORBYLYOVA (associate professor)

Department of Labour Protection and Aerology, English Department, DonNTU, Donetsk.

LABOUR SAFETY AND VENTILATION OF UNDERGROUND STRUCTURES

This article deals with the issues connected with finding the most efficient ways of settling problems in the sphere of labour safety and ventilation in underground constructions. The authors suggest solving these problems within the framework of one common trend.

Key words: safety, labour protection, ventilation system, visualization of knowledge, simulator, nerve force

Over past years significant changes have happened in the way how to solve labour safety problems in underground structures. First of all, it is connected with an urgent necessity to solve these problems.

Analyzing the experience of virtual models of mine ventilation systems, pits and underground railways [1], one can claim that their use increases level of employees' qualification who are responsible for ventilation system and reduces significantly manhours for solution of day-to-day tasks in the sphere of ventilation and accident elimination. Moreover, the experience of use of virtual models while teaching has shown that in this case perception of tasks solution on mine airing and people rescuing in emergency operation becomes substantially easier [2,3].

Efficiency of virtual models which use ventilation systems in underground structures while training specialists can be explained by two reasons.

The first reason lies in the process of virtualization of the airing object. At the first stage of training a user (a specialist who is responsible for ventilation system of a section, a student of State Mining Rescue Team) forms independently a mine airing network scheme on the screen of a computer and gets comprehensive understanding of how mining workings and tunnels are connected and finally it helps to identify them together with the flow path of air leak as a "ventilation network".

During the process of visualization database on each of its elements is formed. A user introduces some information about each elements of the ventilation system. At this stage of training elements on their aerodynamic features and their connection with geometric and technological parameters of mining workings are formed. Efficiently of understanding and memorizing is conditioned by connecting some verbal formulas with their visual images or symbols.

This is a key aspect in understanding how efficient mechanism is during the process of self-study with the help of a visual model of an airing object. Just it is forming of a basic symbol (mining working is a branch of a ventilation network) and its virtual stuffing that makes imagination more active and it helps to form a steady image of a real airing object and factors which influence its operative features. This mechanism can be demonstrated by visualization of two notions: «increase» and «decrease» of resistance of a mining working.

Under normal mode of a mine airing increase and decrease of aerodynamic resistance of mine workings can be connected with the necessity of air distribution in a ventilation network. For this reason different ventilation regulators are used. Here we mean ventilation doors (sluice) and crossbars. A ventilation system virtual model enables to connect a verbal formula such as "in order to increase resistance in a mine it is necessary to set a ventilation regulator in it" with a concrete person's actions that stimulate setting a ventilation door or a crossbar in a mine.

In this case a user in order to set up a regulator in a virtual model must increase value of aerodynamic resistance in the database of the concrete mine working and the display of this mine working should be connected with its virtual symbol -a conventional display of a real regulator. Two notions of regulator setting and resistance increase are linked in this situation. The further air distribution is an aftermath of the regulator setting in a mine working. The electronic plan of accidents liquidation is a virtual complex where ventilation and labour protection tasks are brought together. It is formed on the bases of the virtual model the mine ventilation system. In the mine which is called "Shcheglovskay-Glubokaya" over past years a new technology of formation and maintenance of electronic plan of accidents liquidation has been put into practice. For this reason in the «IRS Ventilation – ALP» software it is envisaged to solve different ALP tasks automatically (ALP-Accident Liquidation Plan).

To main advantages of EPAL we can refer its visualization. Setting the accident mine working in colour and forming 'a zone which is full of gas' on the computer's screen makes a user realize an emergency situation. Visual coloured symbols (an emergency mine working is coloured in red, but, mine workings where combustion products can get into are coloured in yellow) contribute to getting instant understanding what a zone with high gas content is like and what the following wording 'making up an optimal route of people's leaving of the zone with high gas content' means. This task can also be performed automatically and in a second a user can see the route he is seeking (all mine workings in this route are coloured in crimson). While teaching students and specialists who are responsible for ventilation network it is important to say that to solve this task subsequently using virtual model it will be enough to do one or two attempts and trainees will get steady understanding about "the zone with high gas content" and "some routs of peoples leaving of such zones".

The experience of Kurbass and Vorkuta (Russian Federation) MMRT members has shown that the process of training including use of programme complex takes 2-3 hours. Representatives of the depressive service can catch a link of virtual and verbal symbols.

In overseas countries virtual simulators of different industrial objects and mechanisms are widely used with the purpose to teach employees some safety regulators and professional skills (simulators for dispatch operator at the nuclear power stations or for air traffic controller at the airport, drivers of different military machines). There are simulators of coal mines as well.

Formation of such a virtual complex where a student can find himself in a three-dimensional virtual world of a coal mine will enable to increase dramatically student's "comprehension" and "memorability" of safety tasks. Depending on the chosen level of complexity and role script (a student, a mine worker, a member of rescue team, an engineer, a technical inspector, a director etc.) a trainee imitates different actions on providing people's safety and simultaneously he is taught some labour safety regulators and professional skills at different jobs both in normal and emergency conditions.

Unfortunately the ongoing system of professional training of specialists of different occupations doesn't provide formation of professional skills in respect to personal safety of future engineers who have to carry out their obligations in full. They will get this experience at the enterprise (a mine) by trial and error method.

Having little work experience and having little experience of decision-making, young engineers can not imagine the ways how the accidental situation can be developed further and what its consequences might be and these engineers can easily become "victims" in 40% of accidents.

In this connection, the most prospective aspect of training efficiency improvement is introducing "virtual worlds" (simulators) into the process of education [4]. These virtual worlds help to visualize a working place, working procedure in operation, which provide labour safety.

Imitation of a person's movement inside a virtual world and imitation of actions providing labour safety increases information perception and contributes to its fast mastering. Such a form of a new material presentation brings in a sort of competitiveness into the process of education, increases dramatically emotional level of issues which are under study and eliminate barriers preventing better information perception. This method should be introduced into the process of education especially whilst a specialist forms his safety culture. A specialist who was trained with the help of this method is much more confident and he works easily and independently without having some prompts and instructions.

The results of initial analysis show that introduction of virtual simulators in the process of education of coal mining specialists enables us to train future mining engineers who will be able to produce their own ways of protection against stress, i.e. psychological stability and without doubts it helps increase efficiency of their professional activity and their personal safety. Such a training provides long-term plan for further professional self-actualization and improves general level of labour safety in the mine.

Elaboration and use of virtual models of different industrial and civil objects in educational process enables us to provide a high quality training on speciality «Labour Safety».

References

1. Булгаков Ю.Ф. Досвід моделювання вентиляційних мереж підземних споруд / Ю.Ф. Булгаков, В.О. Трофимов // Донбас-2020: наука і техніка виробництва: матеріали III науково-практичної конференції. – 2006. – С.77-82
2. Каледина И.О. Компьютерное моделирование задач противоаварийной защиты шахт: [методические указания] / И.О. Каледина, С.Б. Романченко, В.А. Трофимов, В.А. Горбатов. - М: Издательство МГГУ. 2004. – Ч. С.1-45.
3. Трофимов В.А. Моделирование шахтных вентиляционных сетей на ПЭВМ: [методические указания по практическим занятиям] / В.А. Трофимов, С. Б. Романченко. – Донецк: ДонНТУ, 2005. – 28 с.
4. Николаев Е.Б. Использование психотренинговых технологий в профилактике производственного травматизма: материалы III международной научно-технической конференции. Промышленная безопасность и охрана труда - 2008. Проблемы. Перспективы. – К. – 2008. – С.53-57.

Надійшла до редколегії 09.03.2010

В. А. Трофимов, Е. Б. Николаев, Ю. В. Горбылева

Безопасность труда и вентиляция подземных сооружений. В статье рассматриваются вопросы, связанные с решением задач безопасности труда и вентиляции подземных сооружений. Авторы показывают возможность решения комплекса этих задач в рамках одного общего направления.

Ключевые слова: безопасность, охрана труда, вентиляционная сеть, визуализация знаний, симуляторы, психическая устойчивость

В. О. Трофимов, Е. Б. Николаев, Ю. В. Горбылева

Безпека праці та вентиляція підземних споруд. У статті розглядаються питання, пов'язані з рішенням завдань безпеки праці й вентиляції підземних споруджень. Автори показують можливість рішення комплексу цих завдань у рамках одного загального напрямку.

Ключові слова: безпека, охорона праці, вентиляційна мережа, візуалізація знань, симулятори, психічна стійкість

УДК 622.281.74

А. О. НОВИКОВ (канд. техн. наук, доц., ДонНТУ)

О НАПРЯЖЕННО–ДЕФОРМИРОВАННОМ СОСТОЯНИИ ПОРОДНОГО МАССИВА С АНКЕРНЫМИ ПОРОДОАРМИРУЮЩИМИ СИСТЕМАМИ

В статье, на основании экспериментально установленного автором механизма деформирования и разрушения породного массива, армированного анкерными породоармирующими системами, предложена математическая модель для расчета параметров анкерной крепи с учетом ее роли в механизме поддержания выработки.

Ключевые слова: математическая модель, расчет, величины перемещений, армированный анкерными породоармирующими системами, массив

Изменение характера и интенсивности деформационных процессов в окружающих выработку породах, на больших глубинах, стало причиной того, что многие известные способы поддержания, технологические и технические решения исчерпали свои возможности в части обеспечения устойчивости выработок.

Одним из перспективных направлений обеспечения устойчивости выработок на больших глубинах в настоящее время является применение **анкерных породоармирующих систем** (АПАС), что позволяет снизить затраты на поддержание за счет максимального использования несущей способности породного массива. Вместе с тем, объемы крепления выработок анкерной крепью на шахтах Украины составляют не более 70 км. По мнению автора, основной причиной, препятствующей широкому внедрению анкерных систем на шахтах, является недостаточное понимание их роли в процессе поддержания выработки и как следствие, отсутствие четких критериев, ограничивающих область применения анкерной крепи как самостоятельной конструкции и регламентирующих ее использование в комбинации с другими видами крепи.

С целью установления механизма деформирования породного массива, армированного АПАС, были проведены шахтные исследования. Установлено, что деформирование пород в глубине массива носит следующий характер. Укрепленная анкерами область пород практически не разрушается, при этом, наибольшие смещения породного обнажения в кровле выработки наблюдаются посередине пролета (происходит плавный прогиб пород кровли, скрепленных анкерами), а вблизи стенок – образуются пластические шарниры, что характерно для условий жесткого защемления пород кровли. Нагружение армо-породной конструкции происходит за счет разрушения (дилатансии) пород за ее пределами, в глубине массива.

В работе [1] изложены теоретические основы по определению напряженно – деформированного состояния армированной анкерами части горной выработки в виде прямоугольной в плане, толстой слоистой пластины под действием равномерно распределенной нагрузки, два противоположных края которой жестко закреплены, а два других – свободные. При этом, рассмотрены три схемы крепления анкерами: с вертикальным расположением, расположением под углом α и двойным расположением под углом. Задача решена для различных диаметров анкеров d_a и расстояний между ними в двух направлениях t и t_l , количества сшиваемых слоев горных пород i , с учетом их механических характеристик (модули упругости E_i и сдвига G_i , коэффициенты Пуассона ν^i), в том числе и приведенных.

Задача, в конечном счете, сводится к решению системы линейных алгебраических уравнений:

$$\sum_{j=1}^n a_j \iint \sum_{r=1}^s F_r G_r ds + \sum_{j=1}^n c_j \iint \sum_{r=1}^s F_r S_r ds = r_0 \iint f_i g_i ds, \quad (1)$$

$$\sum_{j=1}^n a_j \iint \sum_{r=1}^s K_r G_r ds + \sum_{j=1}^n c_j \iint \sum_{r=1}^s K_r S_r ds = 0,$$

$$ds = dxdy (0 \leq x \leq l; 0 \leq y \leq l).$$

Здесь введены следующие обозначения:

$$F_1 = f_i'' f_j'', \quad F_2 = f_i'' f_j, \quad F_3 = f_i f_j'', \quad F_4 = f_i f_j, \quad F_5 = f_i' f_j',$$

$$G_1 = g_i g_j, \quad G_2 = d_{12} k g_i g_j', \quad G_3 = d_{22} k^2 g_i'' g_j, \quad G_4 = d_{12} k^4 g_i'' g_j'', \quad (2)$$

$$G_5 = 4k^2 d_{12}^* g_i' g_j', \quad K_6 = \ell_i' \ell_j', \quad K_7 = \ell_i \ell_j, \quad S_6 = g_{11} u_i u_j, \quad S_7 = g_{22} k^2 u_i' u_j',$$

где штрихами обозначены производные.

Выражения для функций K_r и S_r при $r=5$ получены из F_r и G_r заменой в них f_i на ℓ_j и g_j на u_j .

Неопределенными параметрами являются a_j, c_j , а f_j, \dots, q_j - заданные координатные функции, зависящие от граничных условий. Безразмерные величины и константы определяются по формулам

$$x = L\bar{x}, \quad y = B\bar{y}, \quad w_0 = L\bar{w}_0, \quad w_1 = L\bar{w}_1, \quad k = \frac{L}{B},$$

$$d_{12} = \frac{D_{12}}{D_{11}}, \quad d_{22} = \frac{D_{22}}{D_{11}}, \quad d_{12}^* = D_{12}^*, \quad r_0 = \frac{2qL^3}{D_{11}}, \quad (3)$$

$$g_{11} = \frac{G_{xzn}^i HL^2}{D_u}, \quad \frac{G_{yzn}^i HL^2}{D_u}.$$

где w_0, w_1 , - соответственно прогибы пластины от изгиба и сдвига, м; D_{ij} - жесткости на изгиб и в плоскости пластины, Па·м³; G_{xzn}, G_{yzn} - приведенные модели сдвига слоев пород, Па·м³; L, B, H - длина, ширина и толщина пластины, м; q - внешняя нагрузка, Па; x, y - координаты пластины в плане, м.

При этом, общий изгиб пластины определяется как $w = w_0 + w_1$.

Нормальные σ_x^i, σ_y^i , касательные в плоскости σ_{xy}^i - поперечные касательные τ_{xz}^i, τ_{yz}^i , (Па) напряжения для i -го слоя пластины имеют вид

$$\begin{aligned}\sigma_x^i &= -\frac{z}{L} \left[\sum_{j=1}^n a_j (B_{11}^i f_j'' g_j + k^2 B_{12}^i f_j g_j'') + \sum_{j=1}^n c_j (B_{11}^i \ell_j'' u_j + k^2 B_{12}^i \ell_j u_j'') \right], \\ \sigma_y^i &= -\frac{z}{L} \left[\sum_{j=1}^n a_j (B_{12}^i f_j'' g_j + k^2 B_{22}^i f_j g_j'') + \sum_{j=1}^n c_j (B_{12}^i \ell_j'' u_j + k^2 B_{22}^i \ell_j u_j'') \right], \\ \sigma_{xy}^i &= -\frac{2kz}{L} B_{12}^{*i} \left(\sum_{j=1}^n a_j f_j' g_j' + \sum_{j=1}^n c_j \ell_j' u_j' \right), \\ \tau_{xz}^i &= G_{xzn}^i \sum_{j=1}^n c_j \ell_j' u_j', \quad \tau_{yz}^i = k G_{yzn}^i \sum_{j=1}^n c_j \ell_j u_j'.\end{aligned}\tag{4}$$

где z – координата, нормальная к плоскости пластины, м.

В качестве координатных функций использованы степенные полиномы при $n=5$, удовлетворяющие согласно методу Ритца [2] геометрическим (кинематическим) граничным условиям, а также функции, удовлетворяющие по методу Бубнова – Галеркина граничным условиям, а именно:

$$\begin{aligned}f &= (x^4 - 2x^3 + x^2)/24; \quad l = (6x^2 - 6x + 1)/12; \\ g(y) &= 20y^7 - 70y^6 + 84y^5 - 35y^4 + y + 1 \\ q(y) &= \frac{1}{2}(y^4 - 2y^3 + y^2 + 2)\end{aligned}\tag{5}$$

На основании разработанного алгоритма решения задачи (рис. 1), вначале проведены исследования по определению перемещений в горного массива, армированного анкерами с вертикальным расположением, результаты которого сравнивались с данными экспериментальных исследований (рис. 2), проведенных в шахтных условиях [3].

При этом использованы следующие фактические исходные данные для массива: количество слоев $k=10$, $E=29$ МПа, $L=4,8$ м, $B=270$ м, $H=2,0$ м, $q=990$ кПа, $\alpha=90^\circ$, $t=1,27$ м, $t_1=1,0$ м.

Предварительные результаты расчета максимальных перемещений горного массива показывают, что с хорошей сходимостью, процесс его деформирования описывается при использовании координатных функций (5). Максимальная погрешность при определении перемещений предлагаемым расчетным методом по сравнению с данными экспериментальных исследований (соответственно 18,0 мм и 16,2 мм) не превышает 11 %.

В дальнейшем, для тех же исходных данных, были выполнены расчеты ожидаемых перемещений для случаев неармированного горного массива, а также применения других схем армирования анкерами, результаты которых представлены на рис. 3. Из графиков видно, что наибольшие значения перемещений имеют место в массиве без крепления анкерами (кривая 1), а наименьшее – при двойном перекрестном армировании анкерами под углом 70° (кривая 4).

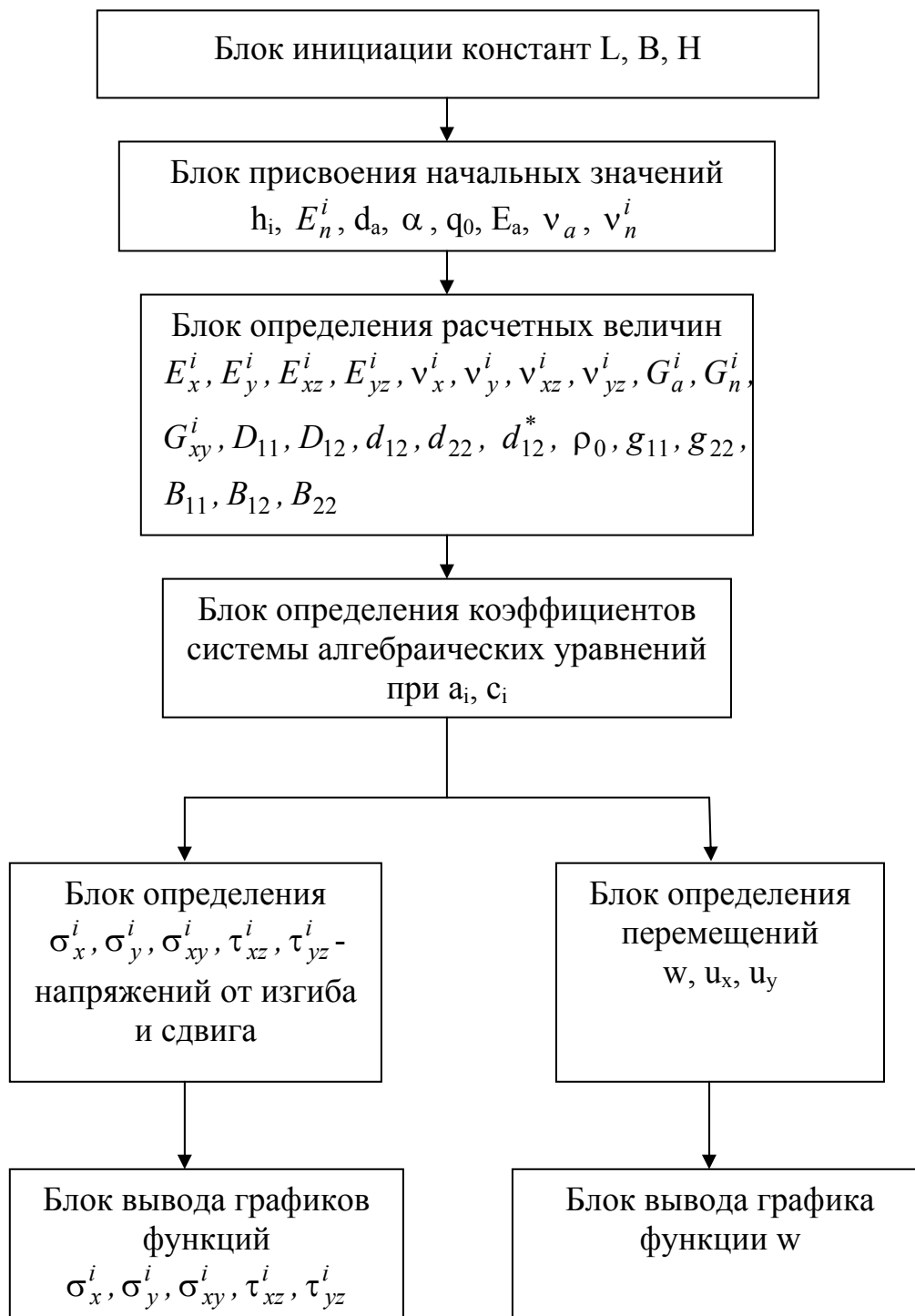


Рис. 1. Блок – схема алгоритма решения задачи

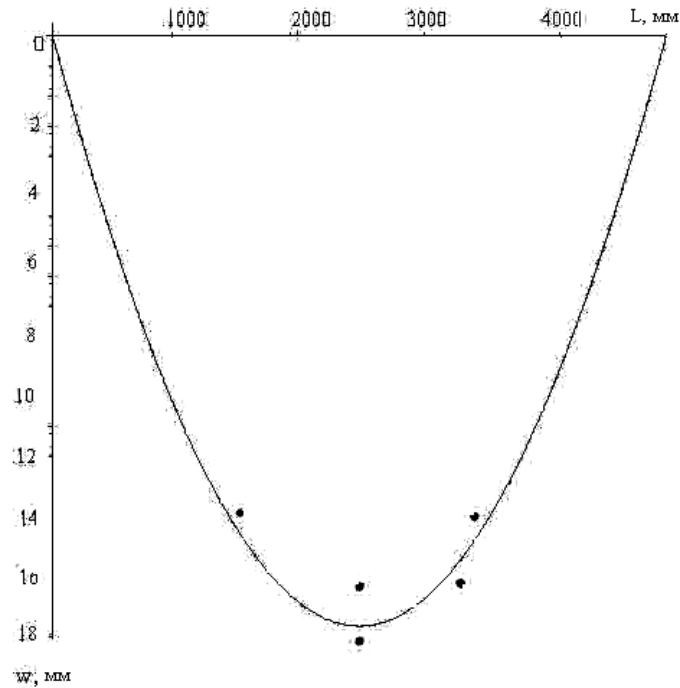


Рис. 2. Изменение нормального перемещения массива армированного анкерами с вертикальным расположением: ■ – результаты шахтного эксперимента

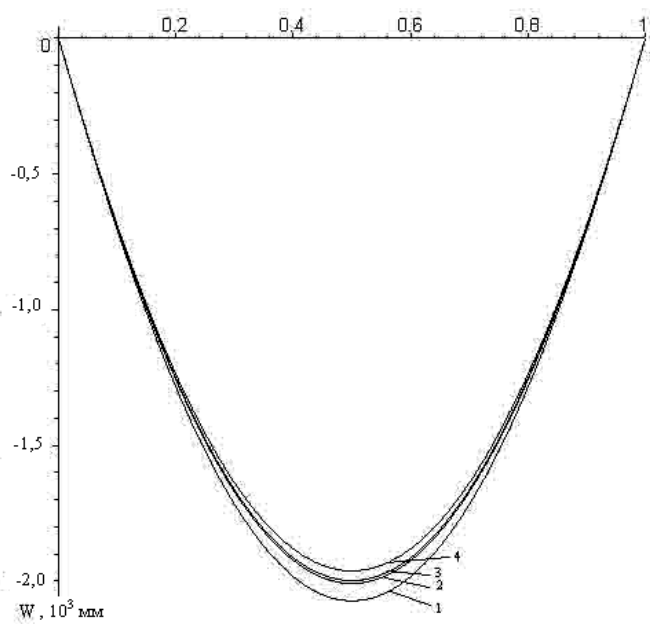


Рис. 3. Зависимость нормальных перемещений массива от схемы расположения анкеров: 1- без анкеров; 2 – под углом 70° ; 3 – вертикальное расположение ($\alpha = 90^\circ$); 4 – двойное расположение под углом 70°

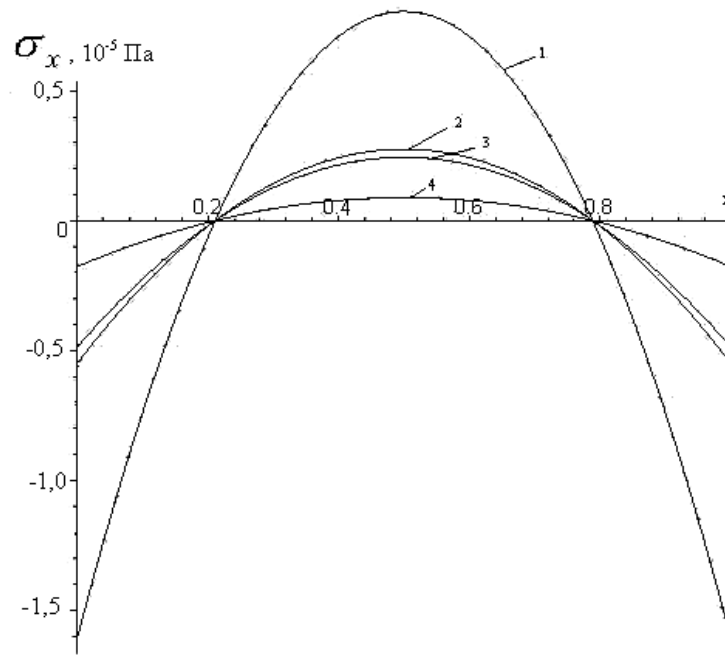


Рис. 4. Зависимость максимальных нормальных напряжений в массиве от схемы расположения анкеров: 1- без анкеров; 2 – под углом 70° ; 3 – вертикальное расположение ($\alpha = 90^\circ$); 4 – двойное расположение под углом 70°

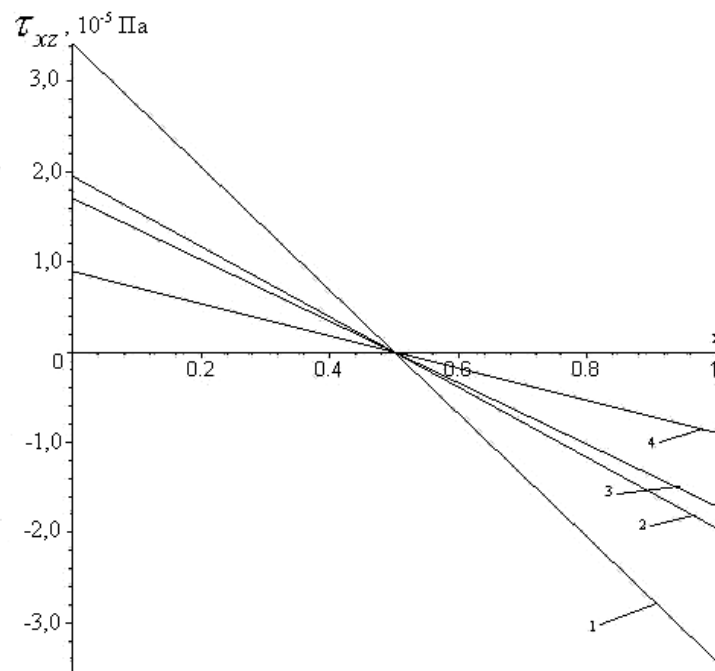


Рис. 5. Зависимость максимальных касательных напряжений в массиве от схемы расположения анкеров: 1- без анкеров; 2 – под углом 70° ; 3 – вертикальное расположение ($\alpha = 90^\circ$); 4 – двойное расположение под углом 70°

Следует также отметить, что максимальными напряжениями в армо-породной конструкции, являются нормальные σ_x (рис. 4) и касательные τ_{xz} (рис. 5), возникающие на защемленных краях массива, причем, значения вторых превышают первые, однако они значительно ниже их предельных значений для всех рассматриваемых схем армирования анкерами горного массива.

Представленная математическая модель напряженно-деформированного состояния массива горных пород армированного анкерами в окрестности выработки, позволяет с высокой степенью приближения определять прогибы в породном массиве с АПАС, учитывая при этом, применяемую в ней пространственную схему расположения и параметры анкерного крепления.

Библиографический список

1. Новиков А. О. Теоретические основы оценки напряженно-деформированного состояния армированного анкерами массива горных пород вокруг выработки / А. О. Новиков // Научный вестник Национального горного университета. – 2009. – №9. – С. 29-40
2. Михлин С. Г. Вариационные методы в математической физике / С. Г. Михлин. – М.: Гостехиздат, 1957. – 402 с.
3. Новиков А. О. Исследование особенностей деформирования породного массива, вмещающего выработку, закрепленную анкерной крепью / А. О. Новиков, И. Г. Сахно // Известия Донецкого горного института. – 2007. – № 1. – С.82-88.

Надійшла до редколегії 22.09.2009

Про напружено–деформований стан порідного масиву з анкерними породоармуючими системами. У статті на підставі експериментально встановленого автором механізму деформування та руйнування порідного масиву, армованого анкерними породоармуючими системами, запропонована математична модель для розрахунку параметрів анкерного кріплення з урахуванням її ролі в механізмі підтримки виробки.

Ключові слова: математична модель, розрахунок, величини переміщень, армований анкерними породоармуючими системами, масив

Deflected mode of rock mass with anchor reinforcing systems. In article, on the basis of mechanism experimentally installed by author deformation and destructions of the rocky massif, reinforced roof bolting rock-forming systems, the mathematical model for calculation of parameters roof bolting with allowance for its role in the mechanism of support of mining is offered.

Key words: athenematical model, calculation, travel value, reinforced with anchor systems, rock mass

УДК 622.281.74

А. О. НОВИКОВ (канд. техн. наук, доц., ДонНТУ)

С. Ю. ГЛАДКИЙ (инж. Шахта «Добропольская»)

ОБ ОСОБЕННОСТЯХ ДЕФОРМИРОВАНИЯ КРОВЛИ В МОНТАЖНЫХ ПЕЧАХ С АНКЕРНЫМ КРЕПЛЕНИЕМ

В статье описаны результаты шахтных инструментальных наблюдений за смещениями породного массива, вмещающего монтажные камеры с анкерным креплением.

Ключевые слова: монтажный ходок, крепление, анкера, особенности смещений

Украина по оценкам экспертов владеет 3,5% мировых запасов каменного угля (около 65% запасов угля приходится на пласты мощностью до 1,2 м), что в условиях дефицита собственной добычи нефти и газа, неуклонного роста цен на них на мировых рынках, делает уголь надежным и долговременным энергоносителем в топливно-

энергетическом балансе страны. Правительством намечено к 2010 году увеличить добычу угля до 100 млн.т. В настоящее время около 84% угля добывается подземным способом примерно в 570 механизированных очистных забоях, причем постоянно, срок процентов всех работающих механизированных комплексов монтируются-демонтируются. Трудоемкость и продолжительность монтажа очистного оборудования во многом зависит от того, обеспечены ли необходимые размеры рабочего пространства и устойчивое состояние монтажных камер, и их своевременное проведение. Решение этой проблемы невозможно без широкого внедрения передового опыта эффективного ведения монтажно-демонтажных работ с использованием рациональных технологических схем и нового оборудования, а также внедрения новых технологий проведения и поддержания монтажных камер, в том числе с использованием анкерного крепления.

Несмотря на имеющийся позитивный опыт в использовании анкерного крепления для поддержания монтажных камер на шахтах («Добропольская», «Красноармейская-Западная» №1, «Краснолиманская», шахты объединения «Павлоградуголь» и др.), широкого внедрения он не нашел.

В настоящее время около 90% протяженности поддерживаемых выработок на шахтах закреплено металлическими рамными податливыми конструкциями крепи. Изучению закономерностей деформирования вмещающего их массива, посвящены работы многих отечественных и зарубежных исследователей. Однако для выработок с анкерным креплением они до сих пор практически не изучены. Учитывая перспективы использования анкерных систем для крепления выработок на шахтах Украины, как одного из приоритетных направлений интенсификации производства, проведение таких исследований, несомненно, является актуальным.

Шахтные инструментальные наблюдения были проведены в монтажном ходке четвертой северной лавы уклона пласта m_4^0 горизонта 200 м шахты «Добропольская». Выработка длиной 126 м (ш. «Добропольская») проводилась комбайном, в направлении сверху-вниз, с нижней подрывкой пород. Характеристика вмещающих пород представлена на рис.1.

На участке выработки длиной 90 м были оборудованы контурные и глубинные замерные станции. Контурные замерные станции представляли собой замерные сечения, установленные через каждый метр длины выработки с пятью фиксированными замерными точками в кровле (хвостовики установленных в кровлю анкеров) и контурным репером в почве, а глубинные – скважины длиной 4 м, с глубинными реперами в боках выработки. Проведение замеров на оборудованных станциях производилось согласно методике ВНИМИ [1]. Станции оборудовались в забойной части выработки.

Первые 30 м выработки были закреплены металлической рамной крепью, а остальная часть выработки – анкерами. Плотность установки анкеров в кровлю – 1 анк/м². Анкера длиной 2,4 м устанавливались под металлический подхват длиной 4,00 м. Расстояние между рядами анкеров – 1м. Бурение шпуров для установки анкеров в кровлю производилось при помощи буровой колонки расположенной на комбайне. Закрепление стального анкера в шпуре производилось химическим способом. Паспорт проведения и крепления выработки представлен на рис. 2.

Измерения проводились с помощью шахтного теодолита и нивелира, прошедших необходимые регламентом поверки и рулетки НИМИ (погрешность измерения рулеткой $\pm 0,1$ мм). По мере проведения выработки (с периодичностью от 2 до 6 суток), в ней проводилась теодолитная и нивелирная съемки с фиксацией координат хвостовика каждого из установленных анкеров в пределах наблюдаемого участка. Обработка результатов производилась путем построения изолиний смещений пород кровли в выработку во времени, поверхностей смещающейся кровли выработки во времени, изолиний скоростей смещений пород кровли ходка, которые представлены на рис. 3-5.



Рис. 1. Стратиграфическая колонка по пласту m_4^0

Их анализ позволяет сделать следующие выводы:

1. Деформации пород кровли в первые 9 суток наблюдений носят не равномерный характер, как во времени, так и в пространстве. Если на первые сутки наблюдений практически по всей поверхности кровли ходка скорость смещений составляла до 3 мм в сутки. Исключение составили участки 12-14 м, 23-24 м, 27-28 м, 43-45 м, 47-48 м, 52-53 м, 67-68 м и 74-75 м в пределах которых скорость смещений составила 5-8 мм в сутки. На третьи сутки наблюдений расположение участков с повышенной скоростью деформаций в кровле ходка несколько изменилось. На участках 23-24 м, 37-38 м, 43-45 м, 47-48 м, 52-53 м, 59-60 м, 74-75 м скорость смещений пород кровли на контуре ходка составила от 4 до 10 мм в сутки, а на остальной поверхности кровли ходка не превышала 3 мм в сутки. На седьмые сутки наблюдений увеличивается количество участков с повышенной скоростью деформаций в кровле ходка. В пределах участков 10-11 м, 17-18 м, 19-24 м, 37-38 м, 52-53 м, 60-61 м, 68-69 м, 74-75 м и 86-87 м скорость смещений пород кровли на контуре ходка составила от 4 до 8 мм в сутки, а на остальной поверхности кровли ходка не превышала 2-3 мм в сутки.

2. На 15 сутки наблюдений деформации кровли (в пределах наблюдаемого участка монтажного ходка с анкерным креплением) выравниваются. При этом в пределах участка 0-37 м среднее их значение составляет 20 мм, а в остальной части – около 30 мм. Выделяются 2 области с максимальными значениями деформаций, приуроченные к участкам 10-12 м и 41-42 м. Максимальное значение деформаций зафиксировано в пределах участка 10-12 м и составляет 60 мм.

3. На первые сутки наблюдений практически по всей поверхности кровли ходка скорость смещений составляла до 3 мм в сутки. Исключение составили участки 12-14 м, 23-24 м, 27-28 м, 43-45 м, 47-48 м, 52-53 м, 67-68 м и 74-75 м в пределах которых скорость смещений составила 5-8 мм в сутки. На третьи сутки наблюдений расположение участков с повышенной скоростью деформаций в кровле ходка несколько измени-

лось. На участках 23-24 м, 37-38 м, 43-45 м, 47-48 м, 52-53 м, 59-60 м, 74-75 м скорость смещений пород кровли на контуре ходка составила от 4 до 10 мм в сутки, а на остальной поверхности кровли ходка не превышала 3 мм в сутки. На седьмые сутки наблюдений увеличивается количество участков с повышенной скоростью деформаций в кровле ходка. В пределах участков 10-11 м, 17-18 м, 19-24 м, 37-38 м, 52-53 м, 60-61 м, 68-69 м, 74-75 м и 86-87 м скорость смещений пород кровли на контуре ходка

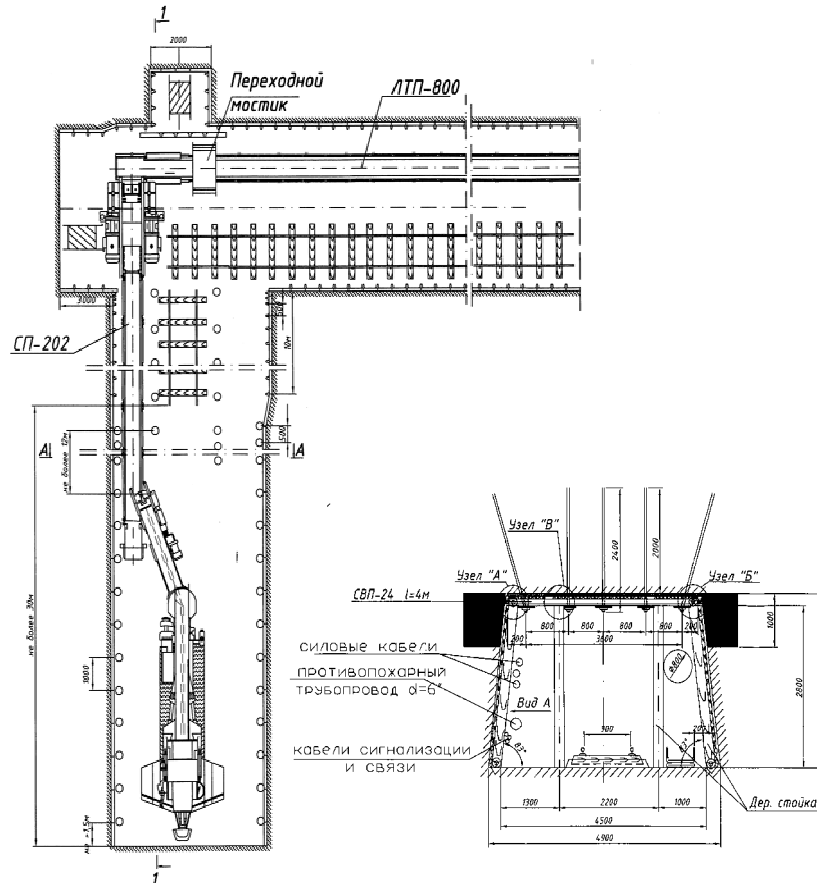


Рис. 2. Паспорт проведения и крепления выработки

составила от 4 до 8 мм в сутки, а на остальной поверхности кровли ходка не превышала 2-3 мм в сутки. На девятые сутки наблюдений количество участков с повышенной скоростью деформаций в кровле ходка начинает сокращаться. В пределах участков 10-12 м, 20-24 м, 38-42 м, 52-53 м, 60-61 м, 74-75 м и 86-87 м скорость смещений пород кровли на контуре ходка составила от 4 до 6 мм в сутки, а на остальной поверхности кровли ходка не превышала 1-2 мм в сутки. Интенсификация смещений кровли в ходке произошла на 3-7 сутки наблюдений и связана с развивающимися деформациями в боках ходка, проявляющимися в виде разрушения и выдавливания пласта, а также пород непосредственной почвы. Установлено, что величина смещений боков ходка на 3-и сутки наблюдений составляла до 25-30 мм, при этом глубина распространения деформаций достигала 3 м.

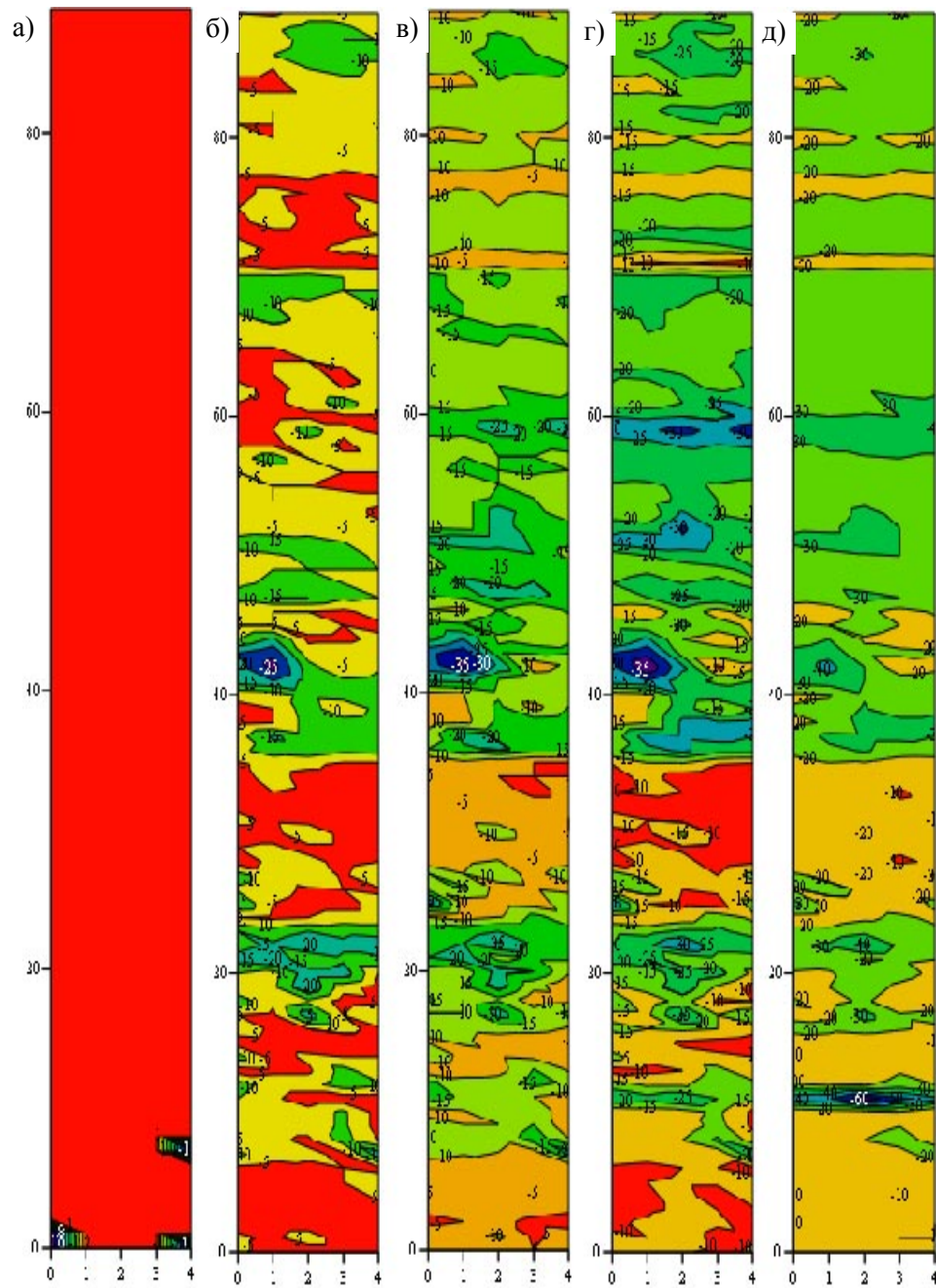


Рис. 3. Изолинии смещений пород кровли выработки во времени: а – на 1-е сутки; б – на 3-и сутки; в – на 7-е сутки; г – на 9-е сутки; д – на 15 суток

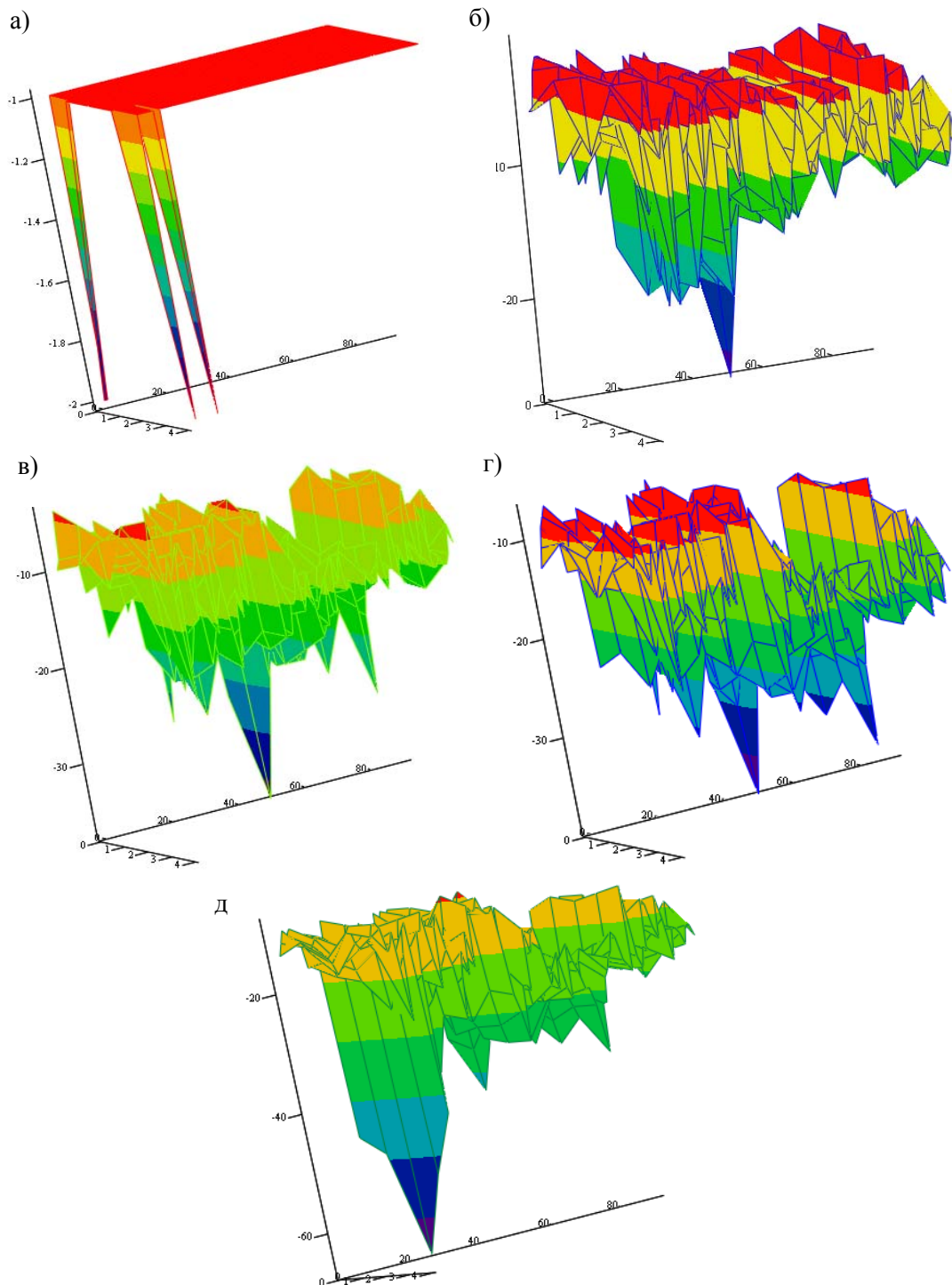


Рис. 4. Поверхности перемещения кровли выработки во времени: а – на 1-е сутки; б – на 3-и сутки; в – на 7-е сутки; г – на 9-е сутки; д – на 15-е сутки

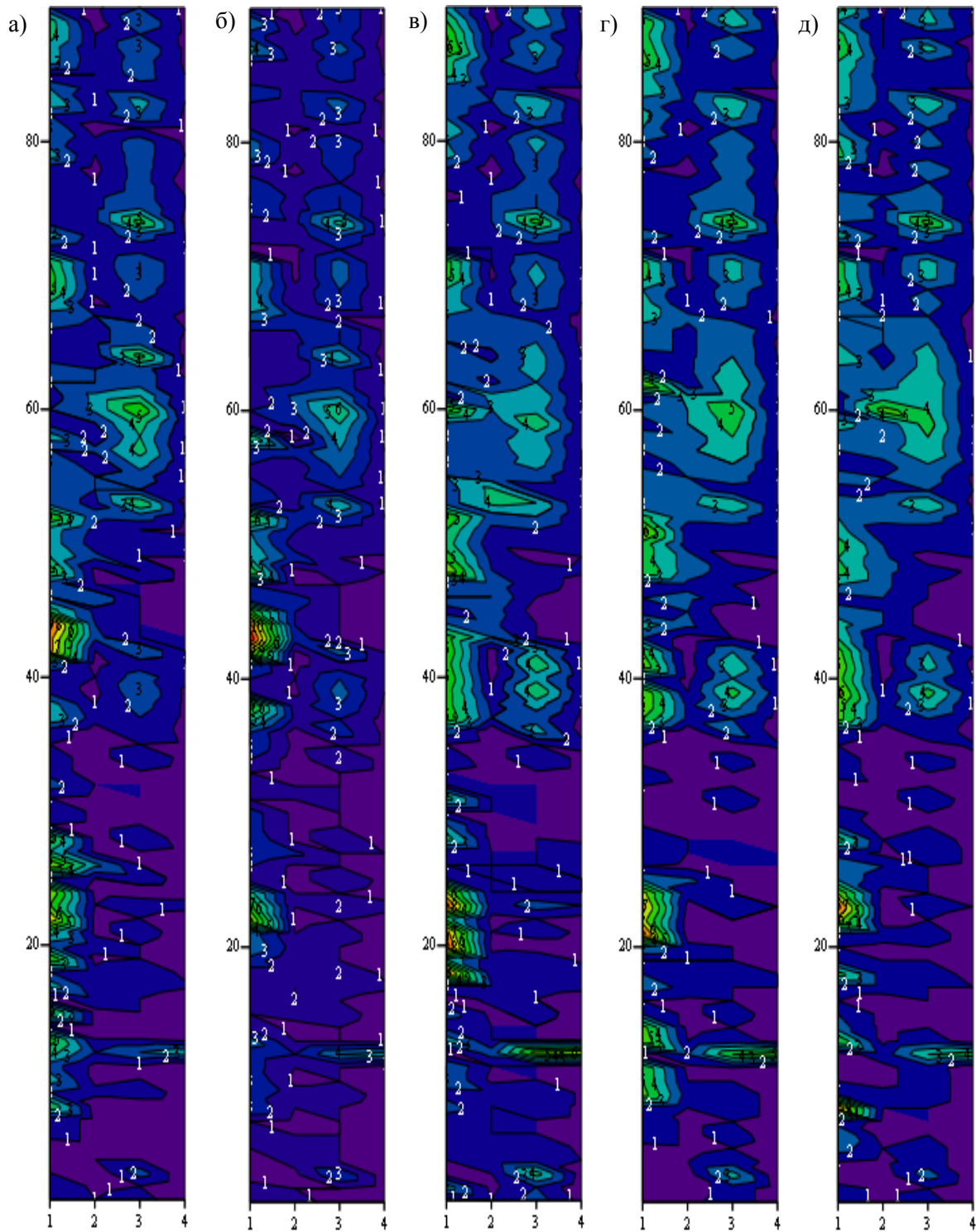


Рис. 5. Изолинии скоростей смещений пород кровли ходка ходка во времени: а – на 1-е сутки; б – на 3-и сутки; в – на 7-е сутки; г – на 9-е сутки; д – на 15 сутки

4. На пятнадцатые сутки наблюдений происходит дальнейшая стабилизация скорости смещений пород кровли ходка. Уменьшается протяженность участков с повышенной скоростью деформаций пород кровли. Теперь только в пределах участков 7-8 м, 22-24 м, 38-39 м, 52-53 м, 59-60 м, 68 м и 74-75 м скорость смещений пород кровли

на контуре ходка составила от 3 до 7 мм в сутки, а на остальной поверхности кровли ходка не превышает 2-3 мм в сутки. До 70% от конечной величины смещений кровли в ходке за период наблюдений произошли за первые 15 суток. Площадь областей с повышенной интенсивностью смещений кровли в ходке в период наблюдений составляла от 18 до 10%. Следует также отметить, что до 80% площади участков с повышенной скоростью деформаций пород кровли расположено со стороны забоя монтируемой лавы и приходится на первый ряд установленных анкером.

5. За последующие 15 суток наблюдений характер распределения деформаций в кровле ходка не изменился. К моменту окончания наблюдений на 90% площади обнажения кровли смещения выровнялись и стабилизировались, при этом среднее опускание кровли составило 35 мм, а максимальное (в пределах участка 10-12 м) – 70 мм, средняя скорость опускания кровли составляла около 1,5 мм в сутки, а максимальная (в пределах участка 22-24 м) – 2,5 мм в сутки.



Рис.6. Состояние сопряжения монтажного ходка с конвейерной выработкой на момент окончания наблюдений

Учитывая, имеющийся опыт поддержания выработок с анкерным креплением, фактическое состояние крепи в монтажной камере (см. рис. 6 и 7) и рекомендации нормативных документов по его проектированию [1,2], (согласно которым при деформациях контура на величину 1-2 % от глубины анкерования) обнажение считается устойчивым. Можно считать положительным опыт применения анкерного крепления в монтажном ходке (четвертой северной лавы уклона) пласта m_4^0 горизонта 200 м.



Рис.7. Состояние центральной части выработки на момент окончания наблюдений

С целью установления особенностей деформирования породного массива, вмещающего монтажные камеры с анкерным креплением, позволяющих обоснованно принимать его параметры, намечено провести шахтные инструментальные наблюдения на глубинных замерных станциях в выработках горизонта 450 м пласта m_4^0 шахты «Добропольская».

Библиографический список

1. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР: изд. 4-е, дополненное. – Л., 1986. – 222 с.
2. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования: СОУ-П 10.1.05411357.010. – 2007. – 62 с.

Надійшла до редколегії 22.10.2009

У статті описані результати шахтних інструментальних спостережень за зсувами порідного масиву, що вміщує монтажні камери з анкерним кріпленням.

Ключові слова: монтажний ходок, кріплення, анкери, особливості зсувів

In article results of mine tool supervision over displacement of the rock massif containing the assembly chamber with roof bolting by fastening are described

Key words: assembly chamber, timbering, anchorage, peculiarities of displacement

УДК 622.281.5

В. Н. ПАВЛЫШ (д-р техн. наук, проф., ДонНТУ)

Б. А. ПЕРЕПЕЛИЦА (инж., ДонНИИ, г. Горловка)

АНАЛИТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК И ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА ПОВЫШЕНИЯ ИХ УСТОЙЧИВОСТИ В УСЛОВИЯХ ВЫВАЛООБРАЗОВАНИЙ

Рассматриваются результаты теоретических исследований распределения напряжений в кровле и боках подготовительных выработок для обоснования применения вспомогательного способа повышения их устойчивости.

Ключевые слова: геомеханические параметры, устойчивость, крепление

Актуальность работы. Явление вывалообразования отрицательно сказывается на состоянии породного массива, в том числе и в направлении длины выработки. В этой связи разработка методов прогнозирования вывалообразований в горных выработках и способов их предупреждения с учетом геомеханического состояния вмещающего породного массива является актуальной научно-технической задачей.

Цель работы – теоретическое обоснование вспомогательного способа повышения устойчивости подготовительных выработок в условиях вывалообразований.

Содержание работы. Используя полученные ранее аналитические зависимости для компонент вектора перемещений и тензора напряжений [1, 2], исследуем характер поля напряжений и деформаций в кровле и боках выработки при неравнокомпонентном поле напряжений в массиве горных пород.

Исследование поля напряжений вблизи выработки осуществляем при помощи функций компонент тензора напряжений σ_{rr}^- , $\sigma_{\theta\theta}^-$ и $\sigma_{r\theta}^-$ на основании следующих расчетных зависимостей:

$$\sigma_{rr}^- = \gamma H \left\{ -(1 + \lambda)(1 - r^2)/2 + (1 - \lambda)(1 - \nu^2)^{-1} [(d_{21}r^{-2} - d_{22}r^{-4} - 0,5(1 - \nu^2)) \cos 2\theta + (d_{23}r^{-2} - d_{24}r^{-4} - 0,25(1 - \nu^2)) \sin 2\theta] \right\} \quad (1)$$

$$\sigma_{\theta\theta}^- = \gamma H \left\{ -(1 + \lambda)(1 + r^2)/2 + (1 - \lambda)(1 - \nu^2)^{-1} [(d_{41}r^{-2} - d_{42}r^{-4} - 0,5(1 - \nu^2)) \cos 2\theta + (d_{43}r^{-2} - d_{44}r^{-4} - 0,25(1 - \nu^2)) \sin 2\theta] \right\} \quad (2)$$

$$\sigma_{r\theta}^- = \gamma H (1 - \lambda) / 2(1 + \nu) \{ [d_{31}r^{-2} - d_{32}r^{-4} - 1 - \nu] \cos 2\theta + [d_{33}r^{-2} - d_{34}r^{-4} + 1 + \nu] \sin 2\theta \} \quad (3)$$

По приведенным выше равенствам (1) – (3) выполнен расчет и анализ поля напряжений в кровле и боках одиночной выработки.

Ввиду громоздкости выражений расчет напряженного состояния выполнялся с использованием ЭВМ.

Данные расчета приведены в таблицах 1 – 5 и проиллюстрированы на рисунках 1 – 4.

Таблица 1

Распределение радиальных напряжений $\sigma_{rr}^* = \sigma_{rr}^\pm / \gamma H$ при $\lambda = 0,4$

ν	r	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
	$\theta(\text{град})$					
0,18	15	-0,715	-1,006	-1,098	-1,134	-1,141
	30	-0,610	-0,780	-0,901	-0,945	-0,982
	45	-0,364	-0,493	-0,576	-0,634	-0,675
	60	0,113	0,17	0,197	0,016	-0,032
	90	0,327	0,336	0,264	0,174	0,130
0,25	15	-0,642	-0,871	-0,998	-1,043	-1,061
	30	-0,569	-0,843	-0,942	-0,989	-1,006
	45	-0,318	-0,463	-0,576	-0,634	-0,675
	60	0,138	0,015	0,01	-0,075	-0,139
	90	0,226	0,214	0,147	0,075	0,007

В табл. 1. и на рис. 1, 2 показано распределение компоненты относительного радиального напряжения $\sigma_{rr}^* = \sigma_{rr}^\pm / \gamma H$ в кровле и боках выработки в зависимости от угла θ и относительного радиуса $\bar{r} = \bar{r} / a$ при компоненте поперечных деформаций $\nu = 0,18$ и $\nu = 0,25$.

Как следует из вида кривых рис. 1, 2, в боках и кровле выработки при $\frac{\pi}{3} < \theta \leq \frac{2\pi}{3}$ повсеместно возникают растягивающие радиальные напряжения, достигающие при удалении от контура выработки на 0,4 и максимального значения, близкого к $0,34 \cdot \gamma H$ при $\nu = 0,18$, и $0,14 \cdot \gamma H$ при $\nu = 0,25$. Сжимающие радиальные напряжения имеют место при $\theta < \frac{\pi}{3}$. По абсолютной величине они не менее $1,14 \cdot \gamma H$ при $\nu = 0,18$ и $4,06 \cdot \gamma H$ при $\nu = 0,25$. Такое распределение радиальных напряжений говорит о возможном расслоении породного массива в области $\frac{\pi}{3} < \theta < \frac{2}{3}\pi$ при $r \approx 1,4a$.

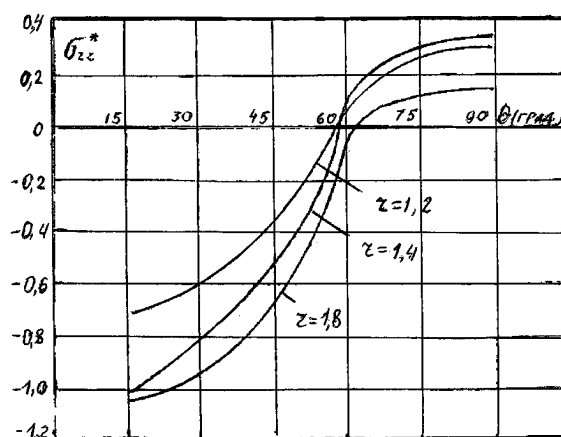


Рис. 1. Зависимость радиальных напряжений $\sigma_{rr}^* = \sigma_{rr}^\pm / \gamma H$ в кровле и боках выработки от угла θ и относительно радиуса $\bar{r} = \bar{r} / a$ при $\nu = 0,18$

На рис. 2. приведены кривые, характеризующие поведение функции σ^* . при фиксированных значениях угла θ (при $\theta = \pi/3$ – сплошные, а при $\theta = \pi/2$ – штриховые линии) в зависимости от коэффициента поперечных деформаций и относительного радиуса r/a .

Как видно, максимум растягивающих радиальных напряжений имеет место при $\theta = \pi/2$; $r = 1,4$, т.е. на глубине $0,4a$ от контура кровли выработки.

Самая большая по размерам зона, охваченная растягивающими радиальными напряжениями достигает до глубины $1,0a$ при $\nu = 0,18$ и до глубины $0,6a$ при $\nu = 0,25$ (табл. 2). Следует отметить, что любая попытка рассмотреть процесс деформирования с целью предсказать и предупредить разрушение вблизи обнажений направлена на выяснение зональной структуры дезинтеграции пород, связанной с возникновением поля растягивающих напряжений. Наличие растягивающих радиальных напряжений в кровле выработки приводит к образованию системы трещин, геометрически подобной контуру выработки, Раскрытие этих трещин приводит к образованию свободных поверхностей, играющих в области кровли ту же роль, что и свободный контур выработки.

Распределение угловых напряжений $\sigma_{r\theta}^* = \sigma_{r\theta}^{\pm} / \gamma H$ приведено в табл. 3.

Наивысшая концентрация отрицательных угловых напряжений (максимальное значение равно γH) имеет место при $\theta = \pi/6$, а наивысшая концентрация положительных угловых напряжений (максимальное значение γH) наблюдается в области $\theta > \pi/3$ на глубине более $0,4a$ (рис. 3).

Возникающие угловые напряжения $\sigma_{\theta\theta}^{\pm}$ на контуре и вблизи контура выработки (табл. 3) остаются преимущественно сжимающими. Растягивающие угловые напряжения возникают лишь в области кровли выработки (рис. 4).

Наивысшая концентрация сжимающих угловых напряжений достигается на контуре выработки (максимальное значение $\approx -1,14\gamma H$ при $\nu = 0,18$ и $-1,13\gamma H$ при $\nu = 0,25$), а растягивающие угловые напряжения достигают максимума $0,12\gamma H$ на глубине $0,4a$ при $\theta = \pi/2$.

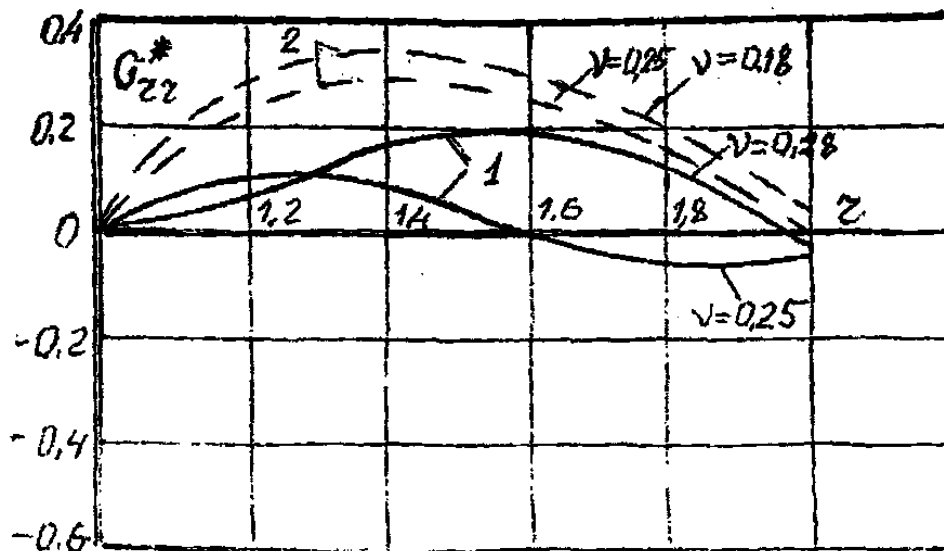


Рис. 2. Зависимость радиальных напряжений σ_{rr}^* от радиуса r и коэффициента поперечных деформаций при $\theta = \pi/3$ и $\theta = \pi/2$ (1 – $\theta = \pi/3$; 2 – $\theta = \pi/2$)

Таблица 2

Распределение угловых напряжений $\sigma_{r\theta}^* = \sigma_{r\theta}^\pm / \gamma H$ при $\lambda = 0,4$

v	r θ(град)	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
		0,18	15	-0,208	-0,311	-0,365
	30	-0,383	-0,398	-0,404	-0,410	-0,410
	45	-0,269	-0,234	-0,213	-0,199	-0,184
	60	-0,211	-0,074	0,002	0,034	0,056
	90	-0,002	0,137	0,203	0,24	0,26
0,25	15	-0,339	-0,407	-0,409	-0,414	-0,417
	30	-0,461	-0,463	-0,435	-0,451	-0,445
	45	-0,309	-0,224	-0,236	-0,217	-0,204
	60	-0Д 19	-0,029	0,019	0,047	0,0632
	90	0,126	0,206	0,245	0,265	0,277

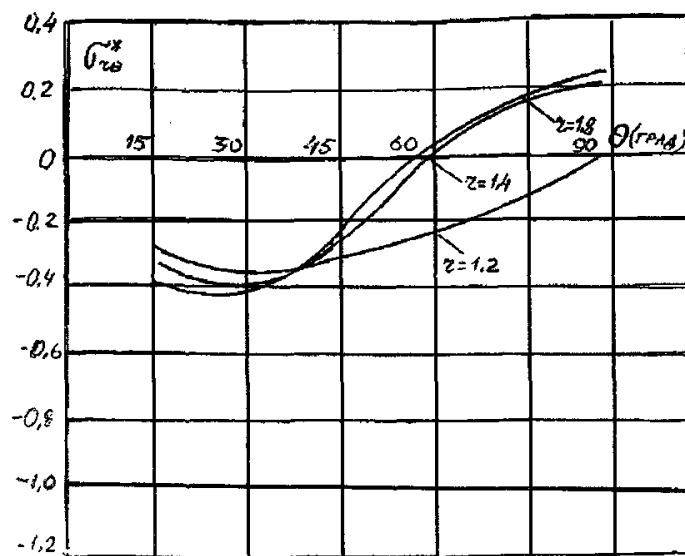


Рис. 3. Зависимость угловых напряжений $\sigma_{r\theta}^* = \sigma_{r\theta}^\pm / \gamma H$ в кровле и боках выработки от угла θ и относительно радиуса $\bar{r} = \bar{r} / a$ при $v = 0,18$

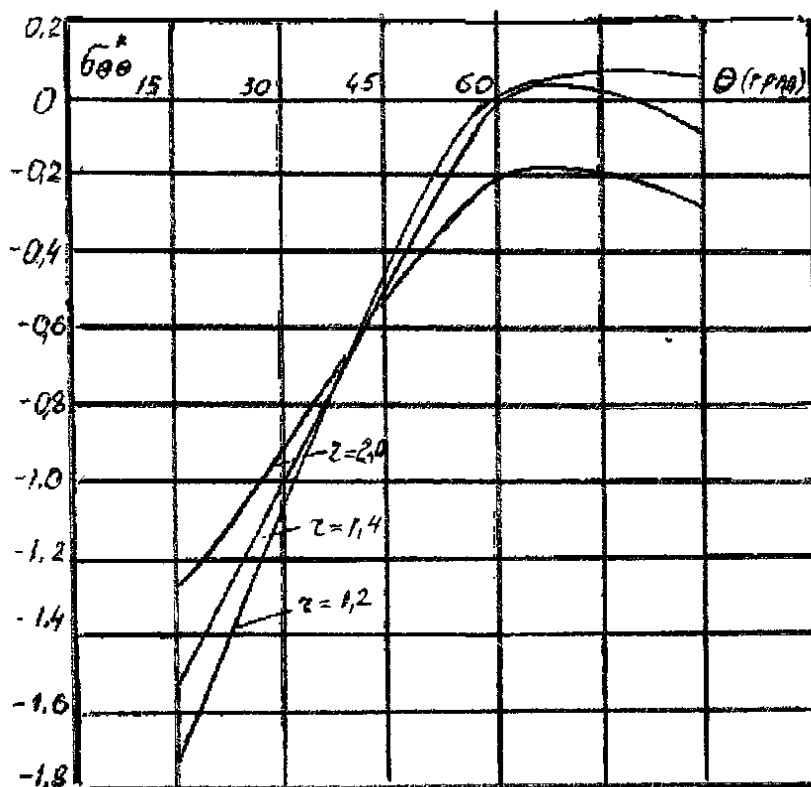


Рис. 4. Зависимость угловых напряжений $\sigma_{\theta\theta}^* = \sigma_{\theta\theta}^{\pm} / \gamma H$ в кровле и боках выработки от угла θ и относительно радиуса $\bar{r} = \bar{r} / a$ при $\nu = 0,18$

Очевидно, что наличие растягивающих угловых напряжений может привести к образованию радиальных трещин вблизи контура в кровле выработки.

Распределение радиальных σ_{rr}^* и тангенциальных $\sigma_{\theta\theta}^*$ напряжений в зависимости от угла θ и относительно радиуса r при коэффициенте бокового отпора $\lambda = 0,8$ приведено в табл. 4, 5.

Как видно, увеличение коэффициента бокового отпора до величины равной 0,8, приводит к тому, что радиальные и тангенциальные напряжения становятся сжимающими. Касательные напряжения $\sigma_{r\theta}^*$ уменьшаются по абсолютной величине в четыре раза.

Наличие растягивающих радиальных и тангенциальных напряжений приводит к образованию породных блоков, опускание которых приводит к интенсивному трещинообразованию и сопровождается разрывом структурных связей, развитием отрывных явлений в кровле и боках выработки, что в итоге приводит к образованию вывалов.

Следует также принять во внимание, что для глубоких горизонтов угледобывающих шахт Донбасса проявление горного давления характеризуется интенсивными смещениями пород на контуре выработки, причем 80 % общего сближения кровли-почвы составляет опускание кровли.

Таблица 3

Распределение угловых напряжений $\sigma_{\theta\theta}^* = \sigma_{\theta\theta}^{\pm} / \gamma H$ при $\lambda = 0,4$

ν	r $\theta(\text{град})$	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
		0,18	15	-1,319	-1,771	-1,723	-1,564
30	-0,866		-1,174	-1,166	-1,089	-0,118	-0,920
45	-0,556		-0,582	-0,579	-0,578	-0,574	-0,571
60	-0,637		0,002	0,087	0,017	-0,084	-0,483
90	-1,006		-0,72	-0,011	0,072	-0,152	-0,659
0,25	15	-1,328	-1,801	-1,753	-1,589	-1,426	-1,268
	30	-0,857	-1,184	-1,176	-1,006	-0,442	-0,857
	45	-0,534	-0,568	-0,565	-0,554	-0,548	-0,534
	60	-0,606	0,009	0,094	-0,051	-0,158	-0,606
	90	-0,989	-0,12	0,120	-0,118	-0,229	-0,984

Таблица 4

Распределение радиальных напряжений $\sigma_{rr}^* = \sigma_{rr}^{\pm} / \gamma H$ при $\lambda = 0,8$

ν	r $\theta(\text{град})$	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
		0,25	15	-0,426	-0,625	-0,777
30	-0,391		-0,575	-0,685	-0,752	-0,805
45	-0,280		-0,446	-0,553	-0,619	-0,680
60	-0,174		-0,366	-0,404	-0,487	-0,548
90	-0,205		-0,257	-0,358	-0,437	-0,499

Таблица 5

Распределение тангенциальных напряжений $\sigma_{\theta\theta}^* = \sigma_{\theta\theta}^{\pm} / \gamma H$ при $\lambda = 0,8$

v	г	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
	θ(град)						
0,25	15	-1,552	-1,576	-1,367	-1,223	-1,126	-1,035
	30	-1,433	-1,337	-1,212	-1,119	-1,024	-0,955
	45	-1,437	-1,365	-1,096	-1,075	-0,962	-0,921
	60	-1,658	-1,236	-1,215	-0,964	-1,014	-1,011
	90	-1,893	-1,37	-1,197	-1,134	-1,112	-1,009

Нарушение контактов по слоям вызывает изменение структуры горного массива вокруг выработок с образованием породных элементов различных размеров и формированием больших зон разрушения пород. Доминирующим фактором при этом, определяющим устойчивость выработок, помимо фактора горного давления становятся условия контактирования образовавшихся породных элементов.

В этих условиях использование какого-либо одного способа поддержания не обеспечивает эксплуатационного состояния выработок.

Исходя из проведенного выше анализа напряженно-деформированного состояния вблизи контура выработки, наиболее перспективным решением по повышению устойчивости подготовительных выработок является предварительное упрочнение приконтурного массива путем создания непосредственно вслед за подвиганием забоя зоны сжатия в породах кровли выработки.

Основная цель создания зоны сжатия в кровле выработки заключается в том, чтобы не допустить расслоения приконтурных пород и, таким образом, вовлечь приконтурный массив в процесс противодействия горному давлению.

Как показывает практика, это может быть достигнуто применением стяжной анкерной крепи в сочетании с рамными крепями.

Из полученных результатов следует, что при упрочнении приконтурных пород в кровле выработок целесообразно использовать анкерную стяжную крепь АСК-03 [3]. Для АСК-03 характерны простота изготовления (рис. 5), невысокая металлоемкость (масса одного комплекта составляет 22,4 кг).

Анкерная стяжная крепь, устанавливаемая непосредственно вслед за подвиганием забоя (отставание не более 2м), способствует самозаклиниванию пород кровли выработки и тем самым существенно улучшает условия работы базовой крепи, снижает опасность образования вывалов в кровле выработки.

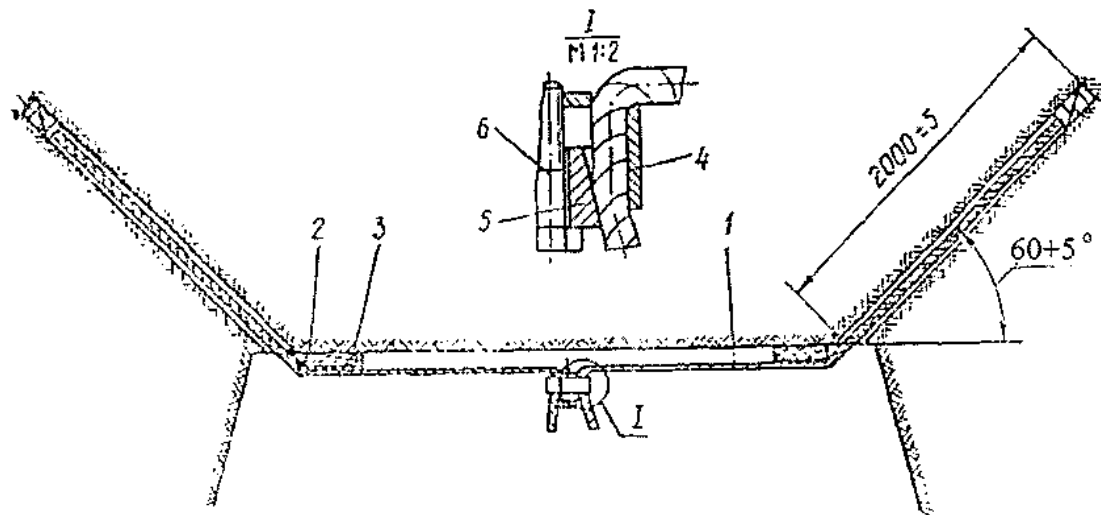


Рис. 5. Схема стяжной крепи АСК-03 и ее элементов: 1 - анкер-стяжка; 2,3 - деревянная и металлическая подкладки; 4 - хомут; 5 - клин; 6 - зажимной винт

Вывод. В представленной работе проведены теоретические исследования таких геомеханических параметров подготовительной выработки, как распределение напряжений в ее кровле и боках, в результате удалось дать обоснование дополнительного способа предотвращения вывалообразования, каковым является применение анкерной стяжной крепи.

Библиографический список

1. Алексеев А. Д. Разрушение горных пород в объемном поле сжимающих напряжений / А. Д. Алексеев, В. Н.Ревва, Н. А.Рязанцев. – К.: Наукова думка, 1989.
2. Гребенкин С. С. Горнотехнические основы расчета и выбора конструктивно-компоновочных схем механизированных крепей для крутонаклонных угольных пластов / С. С. Гребенкин, Г. Г.Махов, В. Н.Павлыш ; под общ. ред. С. С.Гребенкина – Донецк: «ВИК», 2009.– 192 с.
3. Усаченко Б. М. Геомеханика охраны выработок в слабометаморфизованных породах / Б. М. Усаченко, Е. П.,Чердиченко, И. Е.Головчанский. – К.: Наукова думка, 1990. – 144с.

Надійшла до редколегії 03.11.2009

Розглянуто результати теоретичних досліджень розподілу напруг у покрівлі та підґрунті підготовчих виробок для обґрунтування застосування допоміжного засобу підвищення їх стійкості.

Ключові слова: геомеханічні параметри, стійкість, кріплення

The results of theoretical research of distribution of tenses in the roof and ground of the preparatory underground structure for the basing of auxiliary method of it's strengthening are considered.

Key words: geomechanical parameters, strengthening, timber

УДК 622.417

А. П. ТЕЛЬНИЙ (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)
К. С. НЕТРЕБА (магістрант)

ПРО РОЗОСЕРЕДЖЕНУ УСТАНОВКУ ВЕНТИЛЯТОРІВ ПРИ ПРОВІТРЮВАННІ ТУПИКОВИХ ВИРОБОК

У статті запропонований метод визначення місць розташування розосереджено встановлюваних вентиляторів при провітрюванні тупикових виробок великої довжини, що враховує нелінійний характер зміни витоків повітря по довжині трубопроводу.

Ключові слова: гірничі виробки, провітрювання, розосереджена установка вентиляторів, метод розрахунку

Для провітрювання тупикових виробок великої довжини на негазових шахтах допускається розосереджене установлення вентиляторів місцевого провітрювання по довжині трубопроводу. Спосіб провітрювання з розосередженим розташуванням вентиляторів широко застосовується при проходці тунелів різного призначення (перегінних тунелів метрополітенів та ін.).

Достоїнствами способу провітрювання з розосередженою установкою вентиляторів у порівнянні з розташуванням їх каскадом на початку трубопроводу є менші витрати повітря через менші надлишкові тиски в трубах і менша сумарна потужність вентиляторів, а, отже, і менша витрата електроенергії на провітрювання пройдені виробки. Крім того, цей спосіб дозволяє провітрити виробку будь-якої довжини за допомогою порівняно невеликих вентиляторів.

При використанні такого способу провітрювання дуже важливе значення має визначення місць розташування вентиляторів по довжині виробки.

При хибному розміщенні вентиляторів або недостатньому аеродинамічному опорі трубопроводу за останнім вентилятором, у трубопроводі можливе утворення ділянок зі зниженим тиском (зон розрідження) перед вентиляторами. Відпрацьоване повітря, що рухається від вибою по виробці, буде засмоктуватися на цих ділянках у трубопроводі, тобто можлива часткова рециркуляція забрудненого повітря, а у випадку застосування гнучких труб можливе порушення вентиляції. Тому при провітрюванні цим способом виробок на негазових шахтах потрібне використання трубопроводів із жорстких матеріалів на ділянках між вентиляторами, а вентилятори повинні бути підключені до електромережі так, щоб при відключенні кожного з них автоматично вимикалися всі наступні.

Розрахунки показують, що при застосуванні вентиляторів з нерегульованою подачею, практично завжди, на момент установлення наступного вентилятора, перед ним буде утворюватися в трубопроводі зона розрідження. Тому при використанні способу провітрювання з розосередженою установкою вентиляторів варто застосовувати вентилятори з регульованою подачею й регульованим місцевим опором за ними (після другого й наступного вентиляторів вважаючи від устя). Бажано всі вентилятори приймати однаковими.

Розрахунок вентиляційної системи з декількома розосередженими вентиляторами варто виконувати за умови роботи вентиляторів наприкінці проходки виробки на самій верхній аеродинамічній характеристиці. При реалізації цього способу у виробничих умовах, у момент установлення вентилятора в розрахункове місце, необхідно спочатку встановити кут лопаток напрямного апарата (пристрою регулювання подачі вентилятора), що відповідає самій нижній аеродинамічній характеристиці вентилятора, а місцевий опір у положення, що забезпечує витрату повітря в привибійному просторі виробки приблизно рівну розрахунковому значенню (або трохи більше). Якщо цього не

зробити, як правило, у трубопроводі перед останнім встановленим вентилятором виникає негативний надлишковий тиск (розрідження).

У міру проведення виробки (збільшення довжини трубопроводу) і зниження витрати повітря в привибійному просторі значення місцевого опору зменшують. Наприклад, якщо як місцевий опір використовується шибер, то коли шибер буде повністю відкритий (тобто засув шибера буде повністю висунутий) й витрата повітря знизиться до розрахункового значення, вентилятор переводять на наступну, вищу аеродинамічну характеристику, а необхідну витрату повітря встановлюють за допомогою шибера. Так діють доти, поки вентилятор виявиться працюючим на самій верхній аеродинамічній характеристиці, а довжина трубопроводу за ним буде відповідати розрахунковому значенню витрати повітря в привибійному просторі виробки. Після цього встановлюють наступний вентилятор з місцевим опором у розрахункове місце на трубопроводі й діють з ним описаним вище чином.

Існує два підходи при розрахунку розосередженої установки вентиляторів (визначенні місць розташування вентиляторів):

- 1) розрахунок ведуть від вибою на момент закінчення проходки виробки;
- 2) розрахунок по визначенню місць розташування вентиляторів на трубопроводі виконують у напрямку від устя виробки.

Недоліком обох підходів є те, що величина витоків повітря в трубопроводі задається орієнтовно й приймається, що статичний тиск по довжині трубопроводу зменшується лінійно. Тому правильне визначення місць розташування вентиляторів за один розрахунковий прохід по довжині виробки неможливе. Потрібні додаткові уточнюючі перевірочні розрахунки.

При розрахунку розосередженої установки вентиляторів рекомендується приймати надлишковий тиск перед другим і кожним наступним вентилятором рівним 20% надлишкового тиску на початку попередньої ділянки трубопроводу (за попереднім вентилятором).

У довіднику [1] вказується, що під час проведення виробки в міру посування вибою трубопровід нарощують і наступний вентилятор встановлюють тоді, коли витрата повітря в кінці трубопроводу стає рівною витраті повітря, яку необхідно подавати у вибій. Якщо виконувати цю вказівку і нічого не вживати, то після такої установки в трубопроводі перед встановленим вентилятором буде негативний надлишковий тиск (розрідження) доти, поки аеродинамічний опір трубопроводу за вентилятором не досягне певної величини.

Пропонується наступний метод розрахунку провітрювання тупикових виробок з розосередженим розташуванням однотипних регульованих вентиляторів і використанням жорстких труб на ділянках між вентиляторами. Після останнього вентилятора можна приймати трубопровід із гнучких труб.

Вибір типу вентиляторів і визначення їхньої кількості можна виконувати порізному. В цій статті застосовується один з можливих варіантів вирішення цього питання.

Спочатку необхідно виконати розрахунок трубопроводу, як і при установці одного вентилятора біля устя виробки [2], визначивши необхідні значення подачі Q_g й статичного тиску h_g вентилятора. Подача вентилятора Q_g визначається по формулі:

$$Q_g = k_{ym.mp} \cdot Q_{zn}, \quad (1)$$

де Q_{zn} – витрата повітря на виході із трубопроводу, м³/с (тобто витрата повітря необхідна для провітрювання привибійного простору тупикової виробки); $k_{ym.mp}$ –

коефіцієнт витоків повітря на всій довжині трубопроводу від вибою (в кінці проходки) до вентилятора.

Депресія жорсткого трубопроводу h_{mp} (Па) обчислюється за формулою:

$$h_{mp} = R_{mp} \cdot \frac{Q_g^2}{k_{ym.mp}} \quad (2)$$

Необхідний статичний тиск (депресія) вентилятора h_g визначається депресією мережі, на яку працює вентилятор: $h_g = h_{mp}$.

Аеродинамічний опір жорсткого трубопроводу круглого перетину R_{mp} (кг/м⁷) з урахуванням можливих місцевих опорів R_m обчислюється за формулою:

$$R_{mp} = 1,2 \cdot R_m + \sum R_m \quad (3)$$

Аеродинамічний опір прямолінійного суцільного жорсткого трубопроводу R_m визначається, як і для виробки:

$$R_m = \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot l_{mp}}{d_{mp}^5}, \quad (4)$$

де α – коефіцієнт аеродинамічного опору, кг/м³, приймається залежно від діаметру труб d_{mp} (м) і їхнього стану; l_{mp} – довжина жорсткого трубопроводу, м.

Коефіцієнт витоків повітря для трубопроводів із жорстких вентиляційних труб, що входить у формули (1) і (2) визначається співвідношенням:

$$k_{ym.mp} = \left(0,106 \cdot k_{ym.cm} \cdot d_{mp} \cdot \frac{l_{mp}}{l_{3g}} \cdot \sqrt{R_{mp}} + 1 \right)^2, \quad (5)$$

де $k_{ym.cm}$ – коефіцієнт питомої стикової повітропроникності трубопроводу, приймається залежно від способу ущільнення стиків; l_{3g} – довжина ланки (окремої труби в трубопроводі), м.

Вибирають вентилятор, який підходить, тільки по величині подачі Q_g , з огляду на те, що від величини статичного тиску вибраного вентилятора буде залежати кількість розосереджено встановлених вентиляторів. Точка з обчисленою подачею Q_g повинна розташовуватися в правій половині аеродинамічної характеристики вибраного вентилятора (або поблизу її середини), оскільки подачі наступних розосереджено встановлених вентиляторів будуть менші і точки, відповідні їх робочим режимам знаходяться лівіше.

Для обраного вентилятора по його аеродинамічній характеристиці визначають статичний тиск h_{g1} , який він може створювати при розрахунковій подачі Q_g . Потім визначають приблизне число вентиляторів, які потрібно буде встановити розосереджено по довжині трубопроводу:

$$n \approx \frac{h_g}{h_{g1}}, \text{ значення } n \text{ округляється до цілого значення (при } n \geq 4 \text{ дробова частинна відкидається).}$$

Визначають приблизне (середнє) значення довжини трубопроводу між двома сусідніми вентиляторами: $l_{mp.sp} = l_{mp} / n$.

Значення подачі першого вентилятора (розташованого біля устя виробки) можна уточнити. Для цього по формулі (5) обчислюють значення коефіцієнтів витоків повітря $k_{ум.мп.ср}$ ділянок трубопроводу завдовжки $l_{мп.ср}$ (з урахуванням можливих місцевих опорів на окремих ділянках: поворотів та ін.). Значення коефіцієнта витоків повітря для всієї довжини трубопроводу з урахуванням розосередженої установки вентиляторів визначають як добуток коефіцієнтів витоків повітря окремих його ділянок $k_{ум.мп.ср}$.

Подачу першого вентилятора Q_{δ_1} , встановленого на початку вентиляційного трубопроводу обчислюють по формулі (1).

Депресія кожної окремої ділянки трубопроводу визначається формулою (2):

$$h_{мп_i} = R_{мп_i} \cdot \frac{Q_{\delta_i}^2}{k_{ум.мп_i}}$$

З урахуванням формули (5), позначивши в ній обчислене для прийнятого трубопроводу значення $\frac{0,106 \cdot k_{ум.ср} \cdot d_{мп}}{l_{зв}}$ як k_1 , одержимо рівність:

$$\frac{h_{мп_i}}{Q_{\delta_i}^2} = \frac{R_{мп_i}}{(k_1 \cdot l_{мп_i} \cdot \sqrt{R_{мп_i}} + 1)^2} \quad (6)$$

Позначивши ліву частину рівності R_i й $k_{3_i} = \frac{1}{\sqrt{R_i}}$, після простих перетворень одержуємо вираз, що визначає, як повинні бути зв'язані між собою аеродинамічний опір окремої ділянки трубопроводу $R_{мп_i}$ і його довжина $l_{мп_i}$ (для заданого значення R_i):

$$R_{\delta\delta_i} = \frac{1}{(k_{3_i} - k_1 \cdot l_{\delta\delta_i})^2} \quad (7)$$

З іншого боку зв'язок між $R_{мп_i}$ і $l_{мп_i}$ описується формулами (3) і (4):

$$R_{мп_i} = 1,2 \cdot \frac{6,5 \cdot \alpha \cdot l_{мп_i}}{d_{мп}^5} + \sum R_{M_i} \quad (8)$$

Після позначення обчисленого значення для прийнятого трубопроводу:

$$k_2 = 1,2 \cdot \frac{6,5 \cdot \alpha}{d_{мп}^5} \quad (9)$$

одержуємо вираз:

$$l_{мп_i} = \frac{R_{мп_i} - \sum R_{M_i}}{k_2} \quad (10)$$

Довжини всіх ділянок трубопроводу, тобто місця установки вентиляторів, визначають методом наближень (ітерацій), використовуючи формули (7) і (10).

Ітеративні обчислення виконують у наступному порядку:

1) задається приблизна (початкова) довжина ділянки трубопроводу (можна задавати її рівною $l_{mp.cp}$);

2) за формулою (7) обчислюється аеродинамічний опір R_{mp_i} при заданій довжині;

3) за формулою (10) обчислюється чергове наближення шуканої довжини відповідної ділянки трубопроводу l_{mp_i} ;

4) якщо обчислена довжина відрізняється від заданої (або попереднього наближення) на величину, що перевищує задану точність (наприклад, 1 м), обчислення продовжують (за пунктами 2 і 3) до одержання потрібної точності.

Необхідна точність у визначенні аеродинамічного опору R_{mp_i} й довжини ділянки трубопроводу l_{mp_i} а, отже, місця установки вентилятора досягається за 3-4 ітерації.

Приймаючи надлишковий (статичний) тиск (підпір) перед кожним наступним вентилятором рівним 20% від надмірного тиску за попереднім вентилятором, значення депресії відповідної ділянки трубопроводу визначають так:

$$h_{mp_i} = 0,8 \cdot (0,2 \cdot h_{e_{i-1}} + h_{e_i}) \quad (11)$$

Отже, для першої ділянки трубопроводу $h_{mp_1} = 0,8 \cdot h_{e_1}$, для другого $h_{mp_2} = 0,8 \cdot (0,2 \cdot h_{e_1} + h_{e_2})$ й т.д.

Подача кожного наступного вентилятора визначається з урахуванням витоків повітря на попередній ділянці трубопроводу:

$$Q_{e_i} = \frac{Q_{e_{i-1}}}{k_{ym.mp_{i-1}}} \quad (12)$$

Коефіцієнт витоків повітря відповідної ділянки трубопроводу обчислюється за формулою (5), яку записують у вигляді:

$$k_{ym.mp_i} = (k_1 \cdot l_{mp_i} \cdot \sqrt{R_{mp_i}} + 1)^2 \quad (13)$$

Статичний тиск, створюваний кожним вентилятором h_{e_i} визначається по його аеродинамічній характеристиці при необхідній подачі Q_{e_i} .

Після визначення місць розташування вентиляторів по довжині виробки на момент закінчення проходки, варто обчислити довжини ділянок трубопроводу $l_{mp.max_i}$, відповідні часу установки вентиляторів на цих ділянках у процесі проведення виробки, тобто довжини трубопроводу за останнім працюючим вентилятором, що відповідають часу зниження витрати повітря в привибійному просторі виробки до розрахункового значення. Довжина $l_{mp.max_i}$ визначається з умови, що депресія відповідної ділянки трубопроводу $h_{mp.max_i}$ дорівнює надлишковому тиску в його початку (за попереднім вентилятором):

$$h_{mp.max_i} = (0,2 \cdot h_{e_{i-1}} + h_{e_i}).$$

Запропонований метод визначення місць розосереджено розташовуваних вентиляторів при провітрюванні тупикових виробок і рекомендації, які необхідно виконувати

при реалізації цього способу провітрювання, дозволяють уникати ситуацій з виникненням у трубопроводі зон розрідження.

Бібліографічний список

1. Рудничная вентиляция: справочник / Гращенков Н.Ф., Петросян А.Э., Фролов М.А. и др.; под ред. К.З.Ушакова. – М.: Недра, 1988. – 440 с: ил.
2. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – К.: Основа, 1994. – 311 с.
3. Проветривание тупиковых выработок при нормальных и аварийных режимах / Б.И. Медведев, В.П. Сухоруков, В.Л. Кондрацкий и др. – К.: Техника, 1991. – 152 с.

Надійшла до редколегії 21.09.2009

В статье предложен метод определения мест расположения рассредоточено устанавливаемых вентиляторов при проветривании тупиковых выработок большой протяженности, учитывающий нелинейный характер изменения утечек воздуха по длине трубопровода.

Ключевые слова: горная выработка, проветривание, рассредоточенная установка вентиляторов, метод расчета

In the article the method of calculation is offered for dispersed fan set positioning for ventilation of long cul-de-sac, taking into account nonlinear character of change of air losses on length of pipeline.

Key words: mine working, ventilation, dispersed positioning of fans, method of calculation

УДК 622.411.3

В. А. СТУКАЛО (канд. техн. наук, проф., ДонНТУ)

К ВОПРОСУ ОПРЕДЕЛЕНИЯ МАКСИМАЛЬНО ДОПУСТИМОЙ ПО ГАЗОВОМУ ФАКТОРУ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ КОМБАЙНА В ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКЕ ПРИ ВЫЕМКЕ УГЛЯ В ГАЗОВОЙ УГОЛЬНОЙ ШАХТЕ

В статье предложена формула для расчета допустимой по газовому фактору скорости подвигания комбайна при выемке угля в очистном забое газовой шахты.

Ключевые слова: скорость, подача, комбайн, выемка, уголь, газ, метан, фактор, расчет, формула

С увеличением скорости подвигания комбайна при выемке угля в очистной выработке газовой угольной шахты возрастает величина абсолютного метановыделения в призабойное пространство лавы. При неизменном расходе воздуха, подаваемого для проветривания лавы, возрастает средняя концентрация метана в исходящем из очистной выработки воздухе. При определенных для конкретных горно-геологических и горнотехнических условиях увеличение среднего значения концентрации метана в исходящем из очистной выработки воздухе до предельно допустимого Правилами безопасности значения [1] может произойти при различных скоростях подвигания комбайна при выемке угля в лаве. В этих случаях газовый фактор ограничивает величину скорости подвигания комбайна при выемке угля в лаве, так как ее дальнейшее увеличение приведет к превышению допустимого значения концентрации метана в исходящем из лавы воздушном потоке. При этом очистная выработка и участковая выработка с исходящим потоком воздуха могут быть загазированы взрывоопасной метановоздушной смесью, то есть может возникнуть аварийная ситуация.

Скорость подачи комбайна при выемке угля в лаве газовой угольной шахты, при которой средняя концентрация метана в исходящем из очистной выработки воздухе достигает предельно допустимого Правилами безопасности значения [1], может считаться максимально допустимой по газовому фактору и ее нельзя превышать.

Определение величины максимально допустимой скорости подвигания комбайна при выемке угля в лавах газовых угольных шахт имеет важное значение с точки зрения обеспече-

ния не только эффективного использования выемочной техники, но и обеспечения безопасных атмосферных условий в газовых угольных шахтах при добычи угля.

Ранее [2] нами была получена следующая уточненная, по сравнению с рекомендуемой нормативным документом [3], формула для расчета максимально допустимой нагрузки на планируемую лаву: A_{\max} (т/сут) в действующих газовых угольных шахтах, с учетом газового фактора.

$$A_{\max} = A \bar{I}_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p (C - C_0)}{194} \right]^{1,93} \left(\frac{\ell_{or.p.}}{\ell_{or.}} \right)^{-0,67} K_{cp}^{-1,67} K_{gp}^{-1,67}, \quad (1)$$

где A – нагрузка на лаву – аналог действующей угольной шахты, т/сут; \bar{I}_p – фактическое среднее абсолютное метановыделение в лаву – аналог (выемочный участок – аналог), $m^3/\text{мин}$; принимается в зависимости от типа схемы проветривания планируемого выемочного участка на действующей угольной шахте; Q_p – максимально возможный расход для разбавления концентрации метана в исходящем из планируемой очистной выработки (выемочного участка) воздухе, $m^3/\text{мин}$; C – предельно допустимая средняя концентрация метана в исходящем из лавы (выемочного участка) воздушном потоке, %; C_0 – средняя концентрация метана в потоке свежего воздуха, поступающего в лаву (выемочный участок), %; $\ell_{or.p.}$, $\ell_{or.}$ – соответственно длина планируемой лавы и лавы-аналога, м; K_{cp} – коэффициент, учитывающий влияние изменения системы разработки и способов уменьшения интенсивности метановыделения в призабойное пространство лавы на планируемой выемочном участке, по сравнению с выемочным участком-аналогом [2]; K_{gp} – коэффициент, учитывающий влияние изменения глубины разработки на планируемом выемочном участке, по сравнению с участком-аналогом действующей газовой угольной шахты на интенсивность метановыделения [3].

Для проектируемых новых газовых угольных шахт или планировании выемочных участков на вновь вскрываемых угольных пластах, в условиях действующих угольных шахт, величина максимально допустимой нагрузки на лаву, по газовому фактору определяется по выражению [3]:

$$A_{\max} = A \bar{I}_p^{-1,67} \left[\frac{Q_p (C - C_0)}{194} \right]^{1,93}, \quad (2)$$

где A_p – планируемая расчетная нагрузка на лаву, т/сут; \bar{I}_p – ожидаемое среднее абсолютное метановыделение в очистную выработку (выемочный участок), $m^3/\text{мин}$; принимается в зависимости от типа схемы проветривания выемочного участка и рассчитывается с учетом рекомендаций нормативного документа [3].

Максимально допустимая по газовому фактору скорость подвигания комбайна в лаве при выемке угля $V_{k.\max}$ (м/мин) тесно связана с максимально допустимой нагрузкой на лаву по газовому фактору A_{\max} (т/сут)

$$A_{\max} = V_{k.\max} m_B r_z \zeta_y T_k, \quad (3)$$

где m_B – вынимаемая полезная мощность разрабатываемого угольного пласта, м; r_z – ширина захвата комбайна, м; ζ_y – плотность угля в пласте, t/m^3 ; T_k – полезное время работы комбайна в сутки по добыче угля, мин/сут.

Из выражения (3) получим зависимость для расчета максимально допустимой по газовому фактору скорости подвигания комбайна при выемке угля $V_{k.\max}$ (м/мин).

$$V_{k.\max} = \frac{A_{\max}}{m_B r_z \zeta_y T_k}, \quad (4)$$

Расчетное значение максимально допустимой скорости подачи комбайна по газовому фактору $V_{k.\max}$, получаемое для очистных забоев в конкретных горно-

геологических и горнотехнических условиях, по выражению (4), не следует превышать при комбайновой выемке угля в лавах газовых шахт. Это позволит обеспечить безопасные атмосферные условия при выемке угля в очистных забоях газовых угольных шахт.

Зависимость (4) рекомендуется для определения максимально допустимой скорости подвигания комбайна по газовому фактору $V_{к.мах}$ при выемке угля в очистных забоях газовых угольных шахт.

Библіографічний список

1. Правила безопасности в угольных шахтах: НПАОП 10.0 – 1.01 – 05. – Киев, 2005. – 398с.
2. Стукало В. А.. К вопросу определения максимально допустимой по газовому фактору нагрузки на очистной забой / В. А. Стукало, О. В. Фролов // Проблемы экологии. – 2000. – №1. – С.71-75.
3. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. – Киев, 1994. – 311с.

Надійшла до редколегії 22.09.2009

У статті пропонується формула для розрахунку швидкості переміщення комбайна при вийманні вугілля в очисному вибої газової шахти.

Ключові слова: швидкість, переміщення, комбайн, виймання, вугілля, газ, метан, фактор, розрахунок, формула

The author of the article suggests the formula for calculating mining combine movement speed which is permissible on gas factor, when coal is extracted from pit face of the mine with high gas content.

Key words: speed, travel, combine, mining, coal, gas, methane, factor, calculation, formula

УДК 622. 814: 622.807

В. А. СТУКАЛО (канд. техн. наук., проф., ДонНТУ)
Н. Н. ПШЕНИЧНЫХ (магистрант Доннту)

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ ОПИСАНИЕ ЗАВИСИМОСТИ НИЖНЕГО ПРЕДЕЛА ВЗРЫВЧАТОСТИ ОТЛОЖИВШЕЙСЯ НА СТЕНКАХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ ОТ ВЫХОДА ЛЕТУЧИХ ВЕЩЕСТВ И ЗОЛЬНОСТИ

В статье дано математическое описание зависимости нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли в зависимости от содержания летучих веществ и зольности пыли.

Ключевые слова: описание, зависимость, предел, взрывчатость, стенка, выработка, пыль, содержание, вещество, зольность

Ранее [1] была получена расчетная зависимость для определения величин нижнего предела взрывчатости угольной пыли, отложившейся на стенках горных выработок, в зависимости от содержания выхода летучих веществ в диапазоне от 15 до 30% и зольности пыли от 0 до 30%. Однако, как видно из нормативного документа [2], на угольных шахтах стран СНГ разрабатываются угольные пласты и с иными значениями выхода летучих веществ и зольности, при которых угольная пыль является взрывчатой.

Для математического описания зависимости нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли ($\delta_{отл}$, г/м³) от выхода летучих веществ (V^{daf} , %) и зольности пыли (A^d , %) рассмотрим такие диапазоны изменения этих параметров: а) $15 \leq V^{daf} \leq 30\%$; $30 \leq A^d \leq 45\%$; б) $30 \leq V^{daf} \leq 45\%$; $0 \leq A^d \leq 30\%$; в) $30 \leq V^{daf} \leq 55\%$; $30 \leq A^d \leq 45\%$.

Для нахождения зависимости $\delta_{отл.п} = f(V^{daf}; A^d)$ при $15 \leq V^{daf} \leq 30\%$ и $30 \leq A^d \leq 45\%$ составим таблицу 1 из значений $\delta_{отл.т}$ «Каталога шахтопластов по взрывчатым свойствам угольной пыли» [2].

Таблица 1

Данные о $\delta_{отл.т}$ при $15 \leq V^{daf} \leq 30\%$ и $30 \leq A^d \leq 45\%$

$V^{daf}, \%$	$A^d, \%$	$\delta_{отл.т}, \text{г/м}^3$	$V^{daf}, \%$	$A^d, \%$	$\delta_{отл.т}, \text{г/м}^3$
1	2	3	4	5	6
15,7	42,6	124	25,3	40,4	64
17,4	32,4	108	25,4	30,3	63
18,0	35,0	103	25,6	30,8	62
18,9	30,9	97	26,0	36,8	60
19,9	30,8	90	26,2	30,3	60
20,0	37,3	90	26,2	38,2	60
20,2	40,1	88	26,8	31,0	57
20,3	38,3	88	27,4	35,3	56
20,3	37,8	88	27,6	32,2	54
21,9	31,7	79	27,7	36,1	54
22,2	36,7	77	27,9	34,6	53
22,3	33,0	77	28,1	38,5	53
23,0	30,7	74	29,2	31,1	50
23,9	32,3	69	29,2	32,1	50
24,8	29,2	65	29,6	30,9	49
25,1	33,4	64	29,7	31,5	48
25,1	38,1	64			

Анализ данных о величине $\delta_{отл}$ из «Каталога...» [2] при $15 \leq V^{daf} \leq 30\%$ и $30 \leq A^d \leq 45\%$ показывают, что величина $\delta_{отл}$ в этом диапазоне параметров V^{daf} и A^d зависит только от выхода летучих веществ.

Представим зависимость $\delta_{отл}$ от V^{daf} в виде уравнения

$$\delta_{отл} = a \cdot \exp(-b \cdot V^{daf}) \quad (1)$$

Прологарифмировав выражение (1), получим

$$\lg \delta_{отл} = \lg a - b_1 \cdot V^{daf} \cdot \lg e \quad (2)$$

Как показала проверка взаимосвязь между $\lg \delta_{отл}$ и $V^{daf} \cdot \lg e$ являются линейной, поэтому выражение (1) верно отражает зависимость $\delta_{отл}$ от V^{daf} . Для нахождения значений коэффициентов a и b используем метод наименьших квадратов.

С учетом значений величин $\delta_{отл}$ и V^{daf} составим систему уравнений

$$\sum \lg \delta_{отл} = 21 \cdot \lg a - b \cdot \sum V^{daf} \cdot \lg e \quad (3)$$

$$\sum (V^{daf} \cdot \lg e \cdot \lg \delta_{омл}) = \sum V^{daf} \cdot \lg e \cdot \lg \alpha - b \cdot (\sum V^{daf} \cdot \lg e)^2.$$

Решение этой системы уравнений произведено с учетом значений комплексов взятых из таблицы 2.

Тогда система уравнений (3) примет вид

$$62,384 = 34 \cdot \lg \alpha - 357,20291 \cdot b$$

$$649,432355 = 357,20291 \cdot \lg \alpha - 3843,4682 \cdot b$$

Определим значения коэффициентов a и b

$$\lg \alpha = \frac{62,384 + 357,20291 \cdot b}{34}. \quad (4)$$

Подставив значения $\lg \alpha$ во второе уравнение системы (3), получим

$$b = 0,0658$$

Тогда, подставив значение коэффициента b в выражение для $\lg \alpha$, получим

$$\lg \alpha = \frac{62,384 + 357,20291 \cdot 0,0658}{64} = 2,5265. \quad (5)$$

Тогда получим $a=336,1$.

С учетом полученных значений коэффициентов a и b запишем уравнение для расчета величины $\delta_{отл.p}$ при $15 \leq V^{daf} \leq 30\%$ и $30 \leq A^d \leq 45\%$.

$$\delta_{отл.p} = 336,1 \cdot \exp(-0,0658 \cdot V^{daf}). \quad (6)$$

Расчет величин $\delta_{отл.p}$ по формуле (6) и сравнение их с значениями из «Каталога...» [2] (табл.2) показывает хорошую сходимость (отклонение не превышает 3,5%). Следовательно, выражение (6) может быть рекомендовано для определения величины $\delta_{отл}$ при $15 \leq V^{daf} \leq 30\%$ и $30 \leq A^d \leq 45\%$.

В таблице 3 представлены значения $\delta_{отл}$ (г/м³) из «Каталога...» [2] при $30 \leq V^{daf} \leq 45\%$; $0 \leq A^d \leq 30\%$. Как видно из табл.3 при этих значениях A^d (%) и V^{daf} (%) величина $\delta_{отл}$ (г/м³) зависит только от зольности пыли.

В табл.3 и 4 приведены средние значения $\bar{\delta}_{отл}$ (г/м³) при различных величинах зольности угольной пыли.

Предварительный анализ характера изменения средней величины нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках выработок пыли $\bar{\delta}_{отл}$ (г/м³) от содержания негорючих веществ в ней в пределах от 0 до 30% установлена линейная зависимость величины $\bar{\delta}_{отл}$ от зольности угольной пыли. При этом величина $\bar{\delta}_{отл}$ не зависит от выхода летучих веществ.

$$\bar{\delta}_{отл.p} = a + b \cdot A^d. \quad (7)$$

где a и b – коэффициенты

Таблица 2

Данные для расчета значений коэффициентов в уравнении (1)

№ п/п	$V^{daf}, \%$	$\delta_{отл.г} \text{ Г/МЗ}$	$\lg \cdot \delta_{отл.г}$	$V^{daf} \cdot \lg e$	$(V^{daf} \cdot \lg e)^2$	$V^{daf} \cdot \lg e \cdot \lg \delta_{отл.г}$	$\delta_{отл.г}^3 \text{ Г/М}^3$	$\frac{\delta_{отл.г} - \delta_{отл.м}}{\delta_{отл.м}} \cdot 100\%$
1	2	3	4	5	6	7	8	9
1	15,7	124	2,0934	6,818353	46,48993763	14,273688	119,62	-3,5
2	17,4	108	2,0334	7,556646	57,10289877	15,365863	106,96	-0,9
3	18	103	2,0128	7,81722	61,10892853	15,734791	102,82	-0,2
4	18,9	97	1,9868	8,208081	67,3725937	16,307583	96,91	-0,1
5	19,9	90	1,9542	8,642371	74,6905765	16,889289	90,74	0,8
6	20,0	90	1,9542	8,6858	75,44312164	16,974159	90,14	0,2
7	20,2	88	1,9444	8,772658	76,95952838	17,058281	88,96	1,1
8	20,3	88	1,9445	8,816087	77,72338999	17,142728	88,38	0,4
9	20,3	88	1,9445	8,816087	77,72338999	17,142728	88,38	0,4
10	21,9	79	1,8976	9,510951	90,45818892	18,048238	79,55	0,7
11	22,2	77	1,8865	9,641238	92,95347017	18,18810607	78,00	1,3
12	22,3	77	1,8864	9,684667	93,7927749	18,27003447	77,48	0,6
13	23,0	74	1,8692	9,98867	99,77352837	18,6711388	74,00	0,0
14	23,9	69	1,8388	10,379531	107,7346638	19,08639114	69,74	1,1
15	24,8	65	1,8129	10,770392	116,0013438	19,52578751	65,73	1,1
16	25,1	64	1,8062	10,900679	118,8248027	19,68858811	64,45	0,7
17	25,1	64	1,8061	10,900679	118,8248027	19,68858811	64,45	0,7
18	25,3	64	1,8062	10,987537	120,7259693	19,84546929	63,60	-0,7
19	25,4	63	1,7993	11,030966	121,6822109	19,84846442	63,19	0,3
20	25,6	62	1,7924	11,117824	123,6060105	19,92749534	62,36	0,6
21	25,6	62	1,7924	11,117824	123,6060105	19,92749534	62,36	0,6
22	26,0	60	1,7781	11,29154	127,4988756	20,07806597	60,74	1,2
23	26,2	60	1,7781	11,378398	129,467941	20,23251263	59,95	-0,1
24	26,2	60	1,7781	11,378398	129,467941	20,23251263	59,95	-0,1
25	26,8	57	1,7559	11,638972	135,4656692	20,43657828	57,63	1,1
26	27,4	56	1,7482	11,899546	141,599195	20,80264384	55,39	-1,1
27	27,6	54	1,7324	11,986404	143,6738809	20,76517149	54,67	1,2
28	27,7	54	1,7324	12,029833	144,716882	20,84040762	54,31	0,6
29	27,9	53	1,7243	12,116691	146,8142008	20,89251791	53,60	1,1
30	28,1	53	1,7243	12,203549	148,9266082	21,04228506	52,90	-0,2
31	29,2	50	1,6990	12,681268	160,8145581	21,54509395	49,21	-1,6
32	29,2	50	1,6990	12,681268	160,8145581	21,54509395	49,21	-1,6
33	29,6	49	1,6902	12,854984	165,2506136	21,72744357	47,93	-2,2
34	29,7	48	1,6812	12,898413	166,3690579	21,68534383	47,62	-0,8
			$\Sigma 62,384$	$\Sigma 357,20353$	$\Sigma 3843,478123$	$\Sigma 649,4305806$		

Таблица 3

Значения $\delta_{отл}$ при $30 \leq V^{daf} \leq 45\%$; $0 \leq A^d \leq 30\%$

$A^d, \%$	Значения $\delta_{отл,т}$ (г/м ³) при $31 \leq V^{daf} \leq 45\%$; $1 \leq A^d \leq 30\%$															$\bar{\delta}_{отл,т}$ г/м ³
	31	32	33	34	35	36	37	38	39	40	41	42	43	44	45	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
1		34		34			34	34		34						34
2		34	34	34	34	34	34	34	34	34	34		34	34	34	34
3	34	34	35		34	35	35	34	35	34	34	35	35	34	35	34,5
4	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35	35		35	35
5	36	35	35	36	35	35	36	35	35	35	35	36	35	36	35	35,33
6	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36	36
7	36	37		36	37	36	36	37	36	36	36	36	36			36,25
8	36	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	37	36,93
9	37	38	37	37	37	37	38	37	37	38	37	37	37	37	37	37,2
10	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38		38		38
11	38	38	38		38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38	38
12	39	39	39	39		39	39	39	39	39	39	39	39	39	39	39
13	39	39	39	39	39	39	39	39	39	39	39	39	39			39
14	40		40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
15	40	40	40		40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40	40
16	41	41	41		41	41	41		41	41	41	41	41		41	41
17	41	41	41	41	41	41		41	41	41	41	41	41	41	41	41
18	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42	42
19	42	42	42	42		42	42	42	42	42	42	42	42	42		42
20		43	43		43	43	43	43	43	43	43	43	43	43	43	43
21		43	43	43	43		43	43	43	43	43	43	43	43	43	43
22	44	44		44	44		44		44	44		44	44	44	44	44
23	44		44		44	44	44		44	44	44	44	44		44	44
24	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	45	44	44	45		44,86
25	45		45		45	45		45		45		45	45	45	45	45
26		46	46		46	46	46	46	46	46	46	46	46		46	46
27				46	46		46	46	46	46	46	46	46		46	46
28		47				47	47	47	47	47	47	47	47	47	47	47
29	47	47	47	47			47	47	47	47	47	47	47	47	47	47
30	47				48		48	48		48		47	48	48	48	47,8

Для получения уравнения, описывающего зависимость величины нижнего предела взрывчатости отложившейся не стенках выработок угольной пыли $\delta_{отл,р}$ от ее зольности используем метод наименьших квадратов.

На основе таблицы 4 составим систему уравнений

$$30 \cdot \alpha + 465 \cdot b = 1216,87 \quad (8)$$

$$465 \cdot \alpha + 9455 \cdot b = 19957,78$$

Из первого уравнения системы уравнений (8) находим

$$\alpha = \frac{1216,87 - 456 \cdot b}{301} \quad (9)$$

Далее путем несложных арифметических действий находим следующие значения коэффициентов уравнения (8): $a=33$; $b=0,488$.

Тогда уравнение, описывающее зависимость нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли при выходе летучих веществ

$30 \leq V^{\text{daf}} \leq 45\%$ и зольности угольной пыли $0 \leq A^d \leq 30\%$ можно записать в виде уравнения (10).

$$\delta_{\text{отл}} = 33 + 0,6488 \cdot A^d. \quad (10)$$

Таблица 4

Данные о средних значениях нижнего предела взрывчатости отложившейся угольной пыли при $1 \leq A^d \leq 30\%$

$A^d, \%$	$\bar{\delta}_{\text{отл.м}}, \text{г/м}^3$	$(A^d)^2, \%$	$A^d \cdot \bar{\delta}_{\text{отл.м}}$	$\delta_{\text{отл.р}}$	$\frac{\delta_{\text{отл.р}} - \bar{\delta}_{\text{отл.м}}}{\bar{\delta}_{\text{отл.м}}} \cdot 100\%$
1	2	3	4	5	6
1	34	1	34	33,488	-1,50
2	34	4	68	33,976	-0,07
3	34,5	9	103,5	34,464	-0,10
4	35	16	140	34,952	-0,14
5	35,33	25	176,65	35,44	0,31
6	36	36	216	35,928	-0,20
7	36,25	49	253,75	36,416	0,46
8	36,93	64	295,44	36,904	-0,07
9	37,2	81	334,8	37,392	0,52
10	38	100	380	37,88	-0,32
11	38	121	418	38,368	0,97
12	39	144	468	38,856	-0,37
13	39	169	507	39,344	0,882
14	40	196	560	39,832	-0,42
15	40	225	600	40,32	0,80
16	41	256	656	40,808	-0,47
17	41	289	697	41,296	0,72
18	42	324	756	41,784	-0,51
19	42	361	798	42,272	0,65
20	43	400	860	42,76	-0,56
21	43	441	903	43,248	0,58
22	44	484	968	43,736	-0,6
23	44	529	1012	44,224	0,51
24	44,86	576	1076,64	44,712	-0,32
25	45	625	1125	45,2	0,44
26	46	676	1196	45,688	-0,68
27	46	729	1242	46,176	0,38
28	47	784	1316	46,664	-0,71
29	47	841	1363	47,152	0,32
30	47,8	900	1434	47,64	-0,33
$\Sigma 465$	$\Sigma 1215,87$	$\Sigma 9455$	$\Sigma 19931,78$		

Результаты расчета величины $\delta_{\text{отл.р}}$ по уравнению (10) показывают хорошую сходимость расчетных значений $\delta_{\text{отл}}$ с табличными величинами $\bar{\delta}_{\text{отл.м}}$, полученными на ос-

нове анализа данных о нижних пределах взрывчатости угольной пыли, взятых из нормативного документа. В связи с этим выражение (10) рекомендуется для использования при определении величины нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли.

Анализ значений нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли $\delta_{отл}$ (г/м³), представленных в «Каталоге...» [2] при $30 \leq V^{daf} \leq 55\%$ и $30 \leq A^d \leq 45\%$, показывает постоянство этой величины ($\delta_{отл}=48$ г/м³).

Таким образом, с учетом ранее полученной зависимости для величины $\delta_{отл,p}$ при $15 \leq V^{daf} \leq 30\%$, $0 \leq A^d \leq 30\%$ [1] дано полное математическое описание всех табличных значений нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли, представленных в нормативном документе [2].

Область применения полученных зависимостей для расчета величины $\delta_{отл,p}$ приведена в таблице 5.

Таблица 5

Область применения расчетных зависимостей для $\delta_{отл,p}$

Область изменения параметров V^{daf} (%) и A^d (%)	Рекомендуемая зависимость для расчета величины нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках выработок угольной пыли $\delta_{отл,p}$ (г/м ³)
1	2
$15 \leq V^{daf} \leq 30\%$; $0 \leq A^d \leq 30\%$;	$\delta_{отл,p} = 240 \cdot \exp(-0,0666 \cdot V^{daf}) + 73,27 \cdot A^d \cdot (V^{daf})^{-1,477}$
$15 \leq V^{daf} \leq 30\%$; $30 \leq A^d \leq 45\%$;	$\delta_{отл,p} = 336,1 \cdot \exp(-0,0658 \cdot V^{daf})$
$30 \leq V^{daf} \leq 45\%$; $0 \leq A^d \leq 30\%$;	$\delta_{отл,p} = 33 + 0,488 \cdot A^d$
$30 \leq V^{daf} \leq 55\%$; $30 \leq A^d \leq 45\%$;	$\delta_{отл} = 48 \text{ г/м}^3$

Зависимости, приведенные в таблице 5, рекомендуются для расчета нижних пределов взрывчатости отложившейся угольной пыли работниками участков ВТБ угольных шахт.

Библиографический список

1. Стукало В. А. К определению величины нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли / В. А. Стукало // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2007. – №1. – С. 69-75.

2. Каталог шахтопластов по взрывчатым свойствам угольной пыли (Министерство угольной промышленности СССР). Государственный Макеевский научно – исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности. – М.: Недра, 1973. – 97 с.

Надійшла до редколегії 06.10.2009

У статті надано математичний опис залежності нижньої межі вибуховості вугільного пилу, що відкладався на стінках гірничих виробок, залежно від вмісту летких речовин і зольності пилу.

Ключові слова: опис, залежність, межа, вибуховість, стінка, виробка, пил, вміст, речовина, зольність

In article the mathematical description of dependence of the bottom limit of explosiveness coal dust which was put aside on the walls of the coal deposits depending on maintenance of volatiles and ash-content of dust.

Key words: description, dependence, limit, explosiveness, wall, working, dust, content, matter, ash-content

УДК 622.235

И. В. КУПЕНКО (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

И. Н. КРАСНИКОВ (студ.)

А. А. ЧЕРНЯК (студ.)

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНЫХ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКЦИИ ШПУРОВЫХ ЗАРЯДОВ ВВ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Приведены результаты исследования влияния параметров двух видов инертных промежутков в заряде ВВ на величину радиального импульса взрыва. Определены условия эффективного применения инертных промежутков в заряде ВВ при проходке стволов; предложены рациональные конструкции зарядов ВВ при проходке стволов.

Ключевые слова: ствол, проходка, взрывчатые вещества (ВВ), шпуровой заряд ВВ, инертный промежуток

Введение. Одним из главных направлений исследований кафедры СШ и ПС ДонНТУ традиционно является поиск путей повышения эффективности и безопасности взрывных работ (ВР) при проведении горных выработок.

Перспективным направлением повышения эффективности ВР является совершенствование конструкций зарядов для усиления действия взрыва ВВ на породы придонной части шпура. Авторы работы [1] для достижения этой цели предлагают использовать в заряде ВВ твердые рефракторы различных конструкций. В статье [2] обосновывается целесообразность размещения ампул гидрозабоек в донной части шпура. Область применения данных конструкций – ВР при проведении горизонтальных и наклонных выработок. Давно известно также, что заряды ВВ с инертными промежутками (ИП) при взрывании в горных породах оказываются эффективнее сплошных зарядов как при проведении горизонтальных выработок [3], так и при проходке вертикальных стволов [4].

О.И. Рублевой [4] предложена конструкция шпурового заряда, предполагающая усиление импульса взрыва на породы придонной части шпура за счет использования ИП; «двухъярусных» зарядов; патронов ВВ с водозаполненным осевым углублением. При этом доказано, что усиление радиального импульса взрыва на массив горных пород будет наблюдаться при условии, применимом для любых типов ВВ:

$$81 > (m_{ВВ}/M_{ин}) > 8, \quad (1)$$

где $m_{ВВ}$ – масса активной части заряда, т.е. расположенной перед ИП по ходу детонации, г; $M_{ин}$ – масса инертного промежутка, г.

Следует отметить, что верхний предел, $m_{ВВ}/M_{ин} = 81$ был подтвержден только для случая использования инертных промежутков из гранулированного шлака и цементно-песчаных. Кроме того, по нашему мнению следует уточнить, при каких именно значениях $m_{ВВ}/M_{ин}$ из диапазона (1) радиальный импульс будет максимальным.

Постановка задачи. Итак, **цель исследований** – выявление условий наиболее эффективного применения инертных промежутков (ИП) в заряде ВВ при проходке вертикальных шахтных стволов. На основании результатов исследований будет разработана конструкция заряда ВВ, применение которой обеспечит эффективное разрушение пород придонной части шпура, что приведет к сокращению продолжительности 2-й фазы уборки породы и проходческого цикла в целом.

Основная часть. Цель исследований была достигнута экспериментальным путем. Поскольку в качестве критерия оценки эффективности действия заряда ВВ (бризантного действия ВВ) целесообразно использовать импульс взрыва заряда ВВ [5], то прибором для его практического определения вполне может служить баллистический маятник конструкции МакНИИ. Исследования были проведены во взрывной камере лаборатории БВР кафедры СШ и ПС ДонНТУ.

Обоснование и детальное описание методики, а также результаты экспериментов приведены в работе [6]. В данной статье приведем лишь очень краткое описание экспериментов и результирующие зависимости.

Итак, в ходе экспериментов исследовались заряды с ИП из стали, кварца, склеенных стальных стружек и опилок, склеенных частиц песка. Имитировались условия работы зарядов ВВ при проходке стволов: заряд размещался в пластиковой ампуле специальной конструкции, которая заполнялась водонасыщенным гранулированным шлаком (имитация забойки шпуров) и подвешивалась вертикально на расстоянии 145 мм от носка маятника. В предварительной серии экспериментов было показано, что наибольший радиальный импульс достигается при использовании ИП из склеенных стальных стружек и опилок, а также из склеенных частиц песка. По этой причине только ИП данных видов использовались в дальнейших опытах, на основании которых были получены результирующие зависимости (2) и (3):

для ИП из песка

$$l_{от} = 80 + 1311 \left(\frac{M_{ин}}{m_{ВВ}} \right) - 8021 \left(\frac{M_{ин}}{m_{ВВ}} \right)^2; \quad (2)$$

для ИП из стальных стружек

$$l_{от} = 89 + 1504 \left(\frac{M_{ин}}{m_{ВВ}} \right) - 10099 \left(\frac{M_{ин}}{m_{ВВ}} \right)^2, \quad (3)$$

где $l_{от}$ – величина горизонтального отклонения маятника, мм, характеризующая импульс взрыва исследуемого заряда ВВ, а следовательно и бризантность ВВ.

Анализ (2) и (3) показывает, что ИП из песка выгоднее всего использовать при соотношении $M_{ин}/m_{ВВ} = 1/12,2$, а ИП из стальных стружек – при $M_{ин}/m_{ВВ} = 1/13,5$ (максимумы функций). При использовании ИП из песка должно обязательно выполняться условие $M_{ин}/m_{ВВ} < 1/4,7$, а для ИП из стальных стружек – $M_{ин}/m_{ВВ} < 1/5,2$ (нули функций). В случае несоблюдения последних условий, возможны отказы шпуровых зарядов ВВ.

Разработка рациональной конструкции шпурового заряда ВВ.

Как известно из [7], можно выделить 4 зоны деформации массива горных пород под действием взрыва шпуровых зарядов ВВ: I зона – зона воронки рыхления пород; II зона – зона вытеснения и дробления горных пород; III зона – зона трещинообразования в горных породах; IV зона – зона сотрясения. В работе [4] показано, что при проходке стволов разрушенная горная масса в пределах зоны рыхления (зона I) – не что иное, как порода, уборка которой идет в 1-й фазе. Как считает автор [4], глубина этой зоны совпадает с глубиной воронки рыхления. Смятая и деформированная порода, сплошность которой нарушена трещинами (зона II), убирается во 2-й фазе. В зоне III располагаются стаканы шпуров, а в IV зоне – уплотненные взрывом породы.

Ниже определим рациональное место расположения инертного промежутка в заряде ВВ. В соответствии с целью исследований, повышение эффективности взрывных работ должно быть достигнуто за счет усиления радиального импульса взрыва на породы придонной части шпура, т.е. зоны вытеснения, дробления горных пород и зоны трещинообразования. Как сказано выше, именно в пределах этих зон располагается порода, уборка которой производится во 2-й фазе и стаканы шпуров.

Учитывая это, инертную преграду целесообразно размещать в заряде на расстоянии от дна шпура, $l_{ин}$, равном:

$$l_{ин} = l_{ш} - l_{1ф}(h_p), \quad (4)$$

где $l_{ш}$ – глубина шпура, м; $l_{1ф} = h_p$ – высота слоя разрушенной горной массы, уборка которой происходит в 1-й фазе (глубина зоны I) или глубина воронки рыхления, м.

В работе [4] получены формулы для расчета глубины воронки рыхления для наиболее распространенных условий проходки стволов (для аммонала скального № 1 – шпуровой заряд $q_3 = 4,0$ кг, для аммонита 6ЖВ $q_3 = 3,6$ кг; глубина отбойных шпуров $l_{ш} = 4,2$ м). Итак, при взрывании:

аммоналом скальным № 1, прессованным ($P = 460$ см³) с пределом варьирования $f = 7...20$:

$$\ell_{1\phi} = \frac{10,85}{\sqrt{f}}; \quad (5)$$

то же, но $f = 5 \dots 17$:

$$\ell_{1\phi} = \frac{6,48}{f^{0,3}}; \quad (6)$$

аммонитом 6ЖВ ($P = 360 \text{ см}^3$) с пределом варьирования $f = 5 \dots 17$:

$$\ell_{1\phi} = \frac{5,01}{f^{0,3}}. \quad (7)$$

Таким образом, инертный промежуток должен располагаться приблизительно на предполагаемой границе слоев разрушенной горной массы, уборка которых ведется в 1-й и 2-й фазе или зон I и II. Положение этой границы определяется расчетом по (5)–(7).

Очевидно, что величина инертной преграды должна быть меньше критической ($M_{ин.макс}$), через нее должна устойчиво передаваться детонация между стандартными патронами ВВ, т.е. соблюдаться условие:

$$M_{ин.макс} > M_{ин}$$

В работе [4] была произведена оценка критической величины инертного промежутка при различных условиях взрывания зарядов отечественных и зарубежных промышленных ВВ. На основании этого анализа автор [4] для условий проходки вертикальных шахтных стволов рекомендует критическое значение толщины инертной таблетки ($l_{ин.макс}$) при использовании аммонита 6ЖВ принимать равным 1,5 см, а в случае применения аммонала скального № 1 прессованного (в патронах диаметром 45 мм) – 3,5 см.

Таким образом, при значениях $l_{ин} > l_{ин.макс}$ детонация между стандартными патронами ВВ передаваться не будет, что приведет к отказу. Связь между параметрами $l_{ин.макс}$ и $M_{ин.макс}$ можно легко установить, используя формулу:

$$M_{ин.макс} = \ell_{ин.макс} \cdot S_{ин} \cdot \rho_{ин},$$

где $\rho_{ин}$ – плотность инертных промежутков, г/см³. Для недопущения всплывания инертных промежутков при зарядании шпуров, должно выполняться условие $\rho_{ин} > 1,05 \dots 1,1 \text{ г/см}^3$. Отметим, что исследования проводились для $\rho_{ин.ср} = 1,6 \text{ г/см}^3$ при ИП из песка, а при ИП из стальной стружки – $\rho_{ин.ср} = 1,8 \text{ г/см}^3$.

$S_{ин}$ – площадь поперечного сечения инертных промежутков, см²,

$$S_{ин} = \frac{\pi \cdot d_{ин}^2}{4},$$

где $d_{ин}$ – диаметр инертного промежутка, см.

Отметим, что, диаметр инертного промежутка должен был принят таким, чтобы последний полностью перекрывал сечение патрона ВВ, а также легко входил в шпур при зарядании, т.е. должно выполняться условие:

$$d_{п} < d_{ин} < d_{ш}, \quad (8)$$

где $d_{п}$ – диаметр патрона ВВ, см. Для аммонала скального № 1 прессованного $d_{п} = 4,5$ см, а для аммонита 6ЖВ – 3,6 см.

$d_{ш}$ – диаметр шпура, см. При проходке стволов обычно $d_{ш} = 5,2$ см.

Таким образом, в условиях проходки вертикальных шахтных стволов целесообразно принимать $d_{ин}$ в интервале 4,7...5,0 см. При $d_{ин} = 5$ см, $S_{ин} = 19,625$ см².

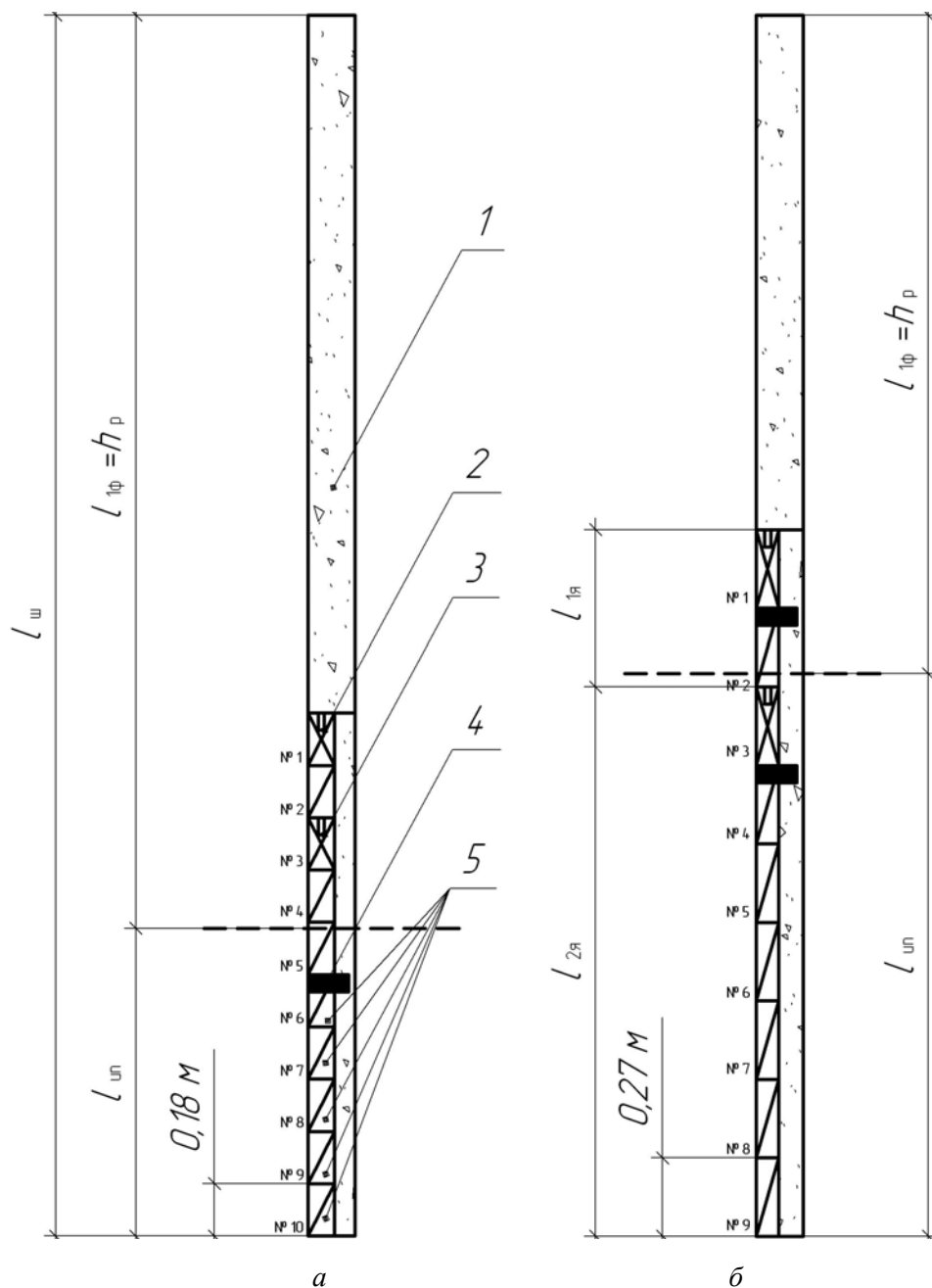


Рис. 1. Рекомендуемые рациональные конструкции шпуровых зарядов ВВ при $f = 12$ (для примера):

а – при использовании аммонала скального № 1 прессованного; *б* – при использовании аммонита 6ЖВ; 1 – забойка из водонасыщенного граншлака; 2 – патрон-боевик 1-го яруса заряда ВВ; 3 – патрон-боевик 2-го яруса заряда ВВ; 4 – инертный промежуток; 5 – пассивные патроны ВВ 2-го яруса; $l_{1я}$ – высота 1-го яруса заряда ВВ; $l_{2я}$ – высота 2-го яруса заряда ВВ; $l_{ш}$ – глубина шпуров; $l_{1φ} = h_p$ – расчетное значение глубины воронки рыхления; № 1...№ 10 – номера патронов в заряде ВВ

Результаты расчета критической массы инертного промежутка из песка и стальной стружки при $d_{ин} = 5$ см для ВВ, применяемых в настоящее время при проходке стволов в Украине представим в табл. 1.

Таблица 1.

Результаты расчета критической массы инертного промежутка для условий проходки стволов

Тип ВВ / материал ИП	Песок, $\rho_{ин.сп} = 1,6$ г/см ³	Стальная стружка, $\rho_{ин.сп}$ $= 1,8$ г/см ³
Аммонал скальный № 1 прессованный	109 г	123 г
Аммонит 6ЖВ	47 г	53 г

Разработку конструкции заряда ВВ будем вести для наиболее распространенных условий проходки стволов – при $\ell_{ин} = 4,2$ м, $q_3 = 4,0$ кг для аммонала скального № 1 ($d_{п} = 45$ мм, масса патрона $m_{п} = 400$ г) и $q_3 = 3,6$ кг ($d_{п} = 36$ мм, $m_{п} = 300$ г) для аммонита 6ЖВ. В нашей конструкции, как и в работе [4], предполагается использование двухъярусных зарядов ВВ. Таким образом, ударная волна и продукты детонации первого яруса заряда и отраженные от дна шпура ударная волна и продукты детонации взрыва заряда второго яруса встретятся на каком-то участке шпура и тем самым обеспечат интенсивный сосредоточенный динамический удар на породный массив, увеличив степень его разрушения в этой зоне. Расчеты, проведенные автором [4] и результаты практического их применения показали, что для нанесения этого дополнительного удара по породам в предполагаемой зоне размещения стаканов шпуров необходимо размещать патрон-боевик заряда второго яруса вторым-третьим от устья шпура. Патрон-боевик заряда первого яруса размещается при этом первым от устья шпура. Способ инициирования зарядов ВВ – прямой. Для дальнейших расчетов примем, что патрон-боевик второго яруса располагается третьим от устья шпура.

Пример рекомендуемой конструкции заряда дан на рис. 1. Рекомендации по выбору параметров ИП для различных условий взрывания сведены в табл. 2.

Таблица 2

Рекомендации по выбору параметров инертного промежутка в заряде ВВ

Крепость пород, f	Расчетное значение глубины воронки взрыва по $l_{1ф} = h_p$, м	Расчетное место установки ИП $l_{ин}$, м	ИП устанавливается между патронами заряда №– №	Масса активного заряда, $m_{ВВ}$, кг	Критическая масса ИП, $M_{ин.мах}$, Г	Оптимальное отношение $M_{ин} / m_{ВВ}$	Рекомендуемое значение $M_{ин}$, Г
1	2	3	4	5	6	7	8
ВВ – аммонал скальный № 1 прессованный, ИП – склеенные частицы песка							
7	4,10	0,10	9–10	2,8	109	1 / 12,2	менее 109
8	3,84	0,36	8–9	2,4			
9	3,62	0,58	7–8	2,0			
10	3,43	0,77	6–7	1,6			
11	3,27	0,93	5–6	1,2			
12	3,13	1,07	5–6	1,2			99

Продолжение табл. 2

1	2	3	4	5	6	7	8			
13	3,01	1,19	4-5	0,8	109	1 / 12,2	66			
14	2,90	1,30	3-4	0,4			33			
15	2,80	1,40	3-4	0,4						
16	2,71	1,49	1-2 и 3-4	по 0,4						
17	2,63	1,57	1-2 и 3-4	по 0,4						
18	2,56	1,64	1-2 и 3-4	по 0,4						
19	2,49	1,71	1-2 и 3-4	по 0,4						
20	2,43	1,77	1-2 и 3-4	по 0,4						
ВВ – аммонит скальный № 1 прессованный, ИП – склеенные стальные стружки										
7	4,10	0,10	9-10	2,8	123	1 / 13,5	менее 123			
8	3,84	0,36	8-9	2,4						
9	3,62	0,58	7-8	2,0						
10	3,43	0,77	6-7	1,6			30			
11	3,27	0,93	5-6	1,2						
12	3,13	1,07	5-6	1,2						
13	3,01	1,19	4-5	0,8						
14	2,90	1,30	3-4	0,4						
15	2,80	1,40	3-4	0,4						
16	2,71	1,49	1-2 и 3-4	по 0,4						
17	2,63	1,57	1-2 и 3-4	по 0,4						
18	2,56	1,64	1-2 и 3-4	по 0,4						
19	2,49	1,71	1-2 и 3-4	по 0,4						
20	2,43	1,77	1-2 и 3-4	по 0,4						
ВВ – аммонит бЖВ, ИП – склеенные частицы песка										
5	2,79	1,41	4-5	0,6	47	1/12,2	менее 47			
6	2,68	1,52	4-5							
7	2,59	1,61	4-5							
8	2,51	1,69	3-4	0,3			25			
9	2,44	1,76	3-4							
10	2,38	1,82	3-4							
11	2,32	1,88	1-2 и 3-4	по 0,3						
12	2,27	1,93	1-2 и 3-4							
13	2,22	1,98	1-2 и 3-4							
14	2,18	2,02	1-2 и 3-4							
15	2,14	2,06	1-2 и 3-4							
16	2,11	2,09	1-2 и 3-4							
17	2,07	2,13	1-2 и 3-4							
ВВ – аммонит бЖВ, ИП – склеенные стальные стружки										
5	2,79	1,41	4-5	0,6				53	1/13,5	44
6	2,68	1,52	4-5							
7	2,59	1,61	4-5							
8	2,51	1,69	3-4	0,3	22					
9	2,44	1,76	3-4							
10	2,38	1,82	3-4							
11	2,32	1,88	1-2 и 3-4	по 0,3						
12	2,27	1,93	1-2 и 3-4	по 0,3						
13	2,22	1,98	1-2 и 3-4							
14	2,18	2,02	1-2 и 3-4							
15	2,14	2,06	1-2 и 3-4							
16	2,11	2,09	1-2 и 3-4							

Необходимо особо отметить, что в случае попадания предполагаемой границы слоев разрушенной горной массы, уборка которой ведется в 1-й и 2-й фазе в пределы первого яруса, целесообразно размещение дополнительного ИП между патроном-боевиком и пассивным патроном первого яруса (см. рис. 1).

Библиографический список

1. Шкуматов А.Н. Управление импульсом взрыва / А. Н. Шкуматов // Науковий вісник національного гірничого університету. – 2006. – № 12. – С. 34–41.
2. Шевцов Н. Р. Донная гидрозабойка – одно из простых средств повышения эффективности взрывных работ / Н. Р. Шевцов, К. Н. Лабинский, С. А. Калякин // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-геологічна. – 2004. – Вип. 72. – С. 3–6.
3. Мельников Н. В. Энергия взрыва и конструкция заряда. / Н. В. Мельников, Л. Н. Марченко. – М.: Недра, 1964. – 138 с.
4. Рубльова О.І. Обґрунтування ефективних конструкцій і параметрів шпурових зарядів при проходці вертикальних стволів шахт: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня канд. техн. наук: спец. 05.15.04. / О. І. Рубльова; Нац. гірн. ун-т. – Дніпропетровськ, 2008. – 17 с.
5. Физика взрыва / под ред. Л. П. Орленко – 3-е изд., переработанное. – в 2-х т., Т. 2. – М.: ФИЗМАТЛИТ, 2002. – 656 с.
6. Купенко И. В. Исследования влияния параметров инертных промежутков в заряде ВВ на величину радиального импульса взрыва / И. В. Купенко, Р. П. Шнырев, И. Н. Красников, А. А. Черняк // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-геологічна. – 2009. – Вип. 10(151).– С. 74–79.
7. Шевцов М.Р. Руйнування гірських порід вибухом: підручник для вузів / М. Р. Шевцов, П. Я. Таранов, В. В. Левіт та ін – 4-те вид., перероб. і доп. – Донецьк: ТОВ «Лебідь», 2003. – 272 с.

Надійшла до редколегії 27.11.2009

Приведено результати дослідження впливу параметрів двох видів інертних проміжків у заряді ВР на величину радіального імпульсу вибуху. Визначені умови ефективного використання інертних проміжків у заряді ВР при проходці стволів; запропоновано раціональні конструкції зарядів ВР при проходці стволів.

Ключові слова: ствол, проходка, вибухові речовини (ВР), шпуровий заряд ВР, інертний проміжок

The results of the research of the influence of parameters of the two species of the inert intervals in the explosive charge according to the value of the explosion radial pulse are considered in this article. The conditions of effective application of the inert gaps in the explosive charge during shaft sinking are defined; and the rational designs of explosive charges during shaft sinking are offered as well.

Key words: shaft; sinking; explosive; blasthole charge; inert gap

УДК 622.235.222:622.235.222.4

С. А. КАЛЯКИН (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

ОБОСНОВАНИЕ ПРИНЦИПОВ ВЫБОРА И ВВОДА ИНГИБИТОРОВ ПРИ СОЗДАНИИ ВЫСОКОПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ

В работе дано обоснование основных принципов выбора и ввода ингибиторов при создании высокопредохранительных ВВ. Это позволяет сделать оптимальный выбор ингибиторов и определить наиболее эффективный способ их ввода в состав ВВ.

Ключевые слова: ингибитор, предохранительное ВВ, детонация, ингибирование, метано-воздушная смесь

Вступление. Условия ведения взрывных работ в угольных шахтах характеризуются тем, что в забоях горных выработок возможно образование взрывоопасной среды и взрыв заряда ВВ воздействует на метановоздушную (МВС) или пылевоздушную смесь (ПВС). Для обеспечения безопасности взрывных работах в этих условиях разрешается применять только специальные предохранительные взрывчатые вещества (ПВВ). Дальнейшее совершенствование ПВВ явля-

ется актуальной задачей, так как на глубоких горизонтах угольных шахт при разработке выбро-соопасных пластов создаются особо опасные по газу условия ведения горных работ.

Анализ предыдущих исследований. Развитие ПВВ базируется на четких научных принципах их построения. Основы этих принципов изложили в своих работах известные ученые: Малляр и Ле-Шателье (Франция), Тейлор (Англия), Аренс (Германия), Андреев, Дубнов (СССР) и Кукиб (Россия). Проведенные в последние годы работы показали, что ПВВ являются безопасными только в том случае, если их составы содержат специальные соли-ингибиторы реакции окисления метана кислородом воздуха и соли-ингибиторы поджигаемости. Исследования антигризутности зарядов ВВ при взрывных работах и безопасности их взрывания во взрывоопасной среде показали, что процесс ингибирования МВС при детонации имеет сложный механизм, на который влияют параметры детонации ПВВ. При их определенных значениях у ингибиторов возникает дезрекомбинационный эффект: соль-ингибитор на какое-то время теряет способность ингибировать реакции окисления метана в момент воспламенения МВС. Развитие предохранительных эмульсионных ВВ (ЭВВ) является перспективным направлением повышения безопасности взрывных работ в особо опасных условиях угольных шахт. Однако построение ЭВВ, как и других безопасных и эффективных ВВ для угольных шахт, требует обоснования принципов их создания с учетом возможности проявления при детонации дезрекомбинационного эффекта у ингибитора и способа его ввода в состав ПВВ.

Целью работы является обоснование принципов составления рецептуры ПВВ, необходимой для придания ему предохранительных свойств с учетом ингибирующего действия солей-ингибиторов на развитие цепных реакций окисления метана при детонации заряда в МВС и действию на кристаллы ингибиторов мощной детонационной волны. Для этого необходимо обосновать:

- а) выбор эффективных солей-ингибиторов для ПВВ;
- б) способ ввода соли-ингибитора в состав ПВВ;
- в) способ сенсibilизации детонации предохранительных ЭВВ.

Материалы и результаты исследований. Основы создания и построения ПВВ изложены в работах [1-5] следующим образом:

- 1) ПВВ должны иметь ограниченные скорость детонации, удельную теплоту взрыва и температуру газообразных продуктов детонации;
- 2) соотношение активных компонентов состава ПВВ – сенсibilизатора, окислителя и горючего должно соответствовать нулевому кислородному балансу;
- 3) ПВВ должны иметь низкую горючесть или поджигаемость, которая обеспечивает им устойчивость против выгорания;
- 4) в состав ПВВ целесообразно вводить соли, являющиеся ингибиторами поджигаемости ВВ и обладающие способностью ингибировать реакции окисления метана;
- 5) ПВВ должны устойчиво детонировать в шпурах при короткозамедленном взрывании.

Реализация этих принципов позволила получить у ПВВ высокий уровень предохранительности, а опыт их применения показал, что можно обеспечить высокую безопасность взрывных работ в угольных шахтах. Дальнейшее развитие ПВВ основано на новом научном направлении, которое заключается в том, что безопасность взрывных работ в особо опасных по газу условиях горных выработок обеспечивается с помощью создания в них газодисперсной предохранительной среды, образующейся при детонации зарядов ПВВ. Реализация этого направления связана с тем, что в продуктах взрыва ПВВ должны содержаться эффективные соли-ингибиторы в виде наночастиц. Поэтому разработка ПВВ нового поколения будет сводиться к поиску и выбору для них ингибиторов окисления метана и поджигаемости ВВ, способа их ввода в состав и образования при детонации ПВВ долго живущих наночастиц соли-ингибитора.

При детонации МВС во фронте волны преобладающим является разветвленно-цепной механизм протекания быстрых химических реакций. Условием цепного механизма протекания взрывной реакции в МВС является преобладание скорости зарождения и разветвления цепей химических реакций над скоростью обрыва и гибели радикалов. Основы теории цепных реакций позволяют выбрать способ химического регулирования скорости и полноты реакции МВС при детонации путем ее ингибирования. Реализуется способ ингибирования применением специальных ингибиторов – веществ, тормозящих скорость химических реакций. Тормозящее действие обусловлено тем, что ингибитор блокирует активные центры-радикалы, с помощью кото-

рых развиваются цепные реакции и переводит их в малоактивные продукты. Ингибирование цепных реакций характеризуется длительностью тормозящего действия ингибитора τ_u . Число цепей f , которые обрывает одна молекула ингибитора, последовательно вступая в реакции обрыва цепей, называют стехиометрическим коэффициентом ингибирования. При исходной концентрации ингибитора – C_u и скорости иницирования цепей реакции – ω_o период тормозящего действия ингибитора равен:

$$\tau_u = \frac{f \cdot C_u}{\omega_o} \quad (1)$$

Известно, что скорость иницирования цепей реакции зависит от концентрации радикалов – n и времени их «жизни» – t_R , следовательно, ее можно определить по формуле:

$$\omega_o = \frac{n}{t_R} \quad (2)$$

Принимаем во внимание, что тормозящее действие ингибитора τ_u должно быть не меньше периода индукции цепного взрыва, то есть $\tau_u \geq t_i$. Тогда подставляем уравнение (2) в (1) и после несложных преобразований получим критическое условие для процесса ингибирования цепных реакций:

$$\frac{t_i}{t_R} = \frac{fC_u}{n} = 1 \quad (3)$$

Критическое условие (3) устанавливает один из важных параметров предотвращения взрывов МВС – концентрацию ингибитора, при которой в ней происходит торможение цепных реакций.

Разработка ЭВВ выявила отличие их основных свойств от таковых у современных типов тротило-нитроэфирсодержащих ПВВ. Во-первых, ЭВВ представляют собой высоковязкие эмульсии – системы на основе концентрированных растворов, состоящих из воды, солей-окислителей, горючих компонентов, эмульгатора и сенсibilизатора детонации. Эти эмульсии не имеют естественной пористости, как у угленитов и аммонитов. Вследствие наличия воды в ЭВВ, низкоплавкости растворов, отсутствия у них связанной пористости и высокой термостабильности эти ВВ обладают низкой горючестью и высокой устойчивостью против выгорания без применения специальных добавок, снижающих поджигаемость. Во-вторых, ЭВВ не содержат мощных сенсibilизаторов из бризантных ВВ. Их высоковязкие концентрированные растворы обладают крайне низкой детонационной способностью и восприимчивостью к детонации. Сенсibilизация детонации ЭВВ осуществляется не за счет применения чувствительных ВВ, а специальными технологическими приемами, обеспечивающими ее иницирование. В-третьих, наличие воды в составе ЭВВ приводит к снижению температуры продуктов взрыва. Эти отличия позволяют такие требования к предохранительным зарядам ЭВВ как обеспечение устойчивости ПВВ против выгорания, снижение температуры продуктов взрыва ВВ и ограничение его удельной теплоты взрыва выполнять автоматически путем применения специальной рецептуры эмульсии при их производстве. Требования по детонационной способности, устойчивости детонации заряда и предохранительным свойствам во взрывоопасной среде являются для ЭВВ регламентирующими.

В результате исследований, выполненных автором [6-11], было установлено, что при взрывании зарядов ВВ в МВС из зоны возникновения реакции окисления метана радикалы необходимо вывести путем их рекомбинации на поверхности частиц соли-ингибитора. Доставка частиц соли-ингибитора в эти зоны осуществляется продуктами детонации ПВВ. При гетерогенной рекомбинации радикалов солью-ингибитором на ее поверхности идут реакции с участием многих активных центров-радикалов: водорода \dot{H} и кислорода \ddot{O} , сложных радикалов гидроксила \dot{OH} и метилена \ddot{CH}_2 . В связи с этим химический фактор активности соли-ингибитора должен быть таким, чтобы она могла эффективно рекомбинировать эти радикалы. Однако таких солей-ингибиторов,

которые обладали бы широким химическим спектром одновременного ингибирования всех возможных реакций и комбинаций активных центров при воспламенении МВС, нет. Кроме того, при детонации заряда ПВВ ингибитор подвергается действию мощной детонационной волны, в результате чего у соли-ингибитора возникает дезрекомбинационный эффект. Это аномальное явление делает соль-ингибитор не способной рекомбинировать радикалы на поверхности кристалла соли. Возникновение этого эффекта связано с сильным сжатием конденсированного вещества соли-ингибитора ударной волной, инициирующей детонацию ПВВ. Поэтому выбор ингибиторов и содержание их в составах должны быть такими, чтобы одновременно достигались приемлемые предохранительные свойства ВВ и детонационная способность его заряда. До последнего времени эта задача решалась только путем экспериментальных методов исследований и испытаний ПВВ в опытном штреке. Развитие же научных принципов и положений теории ингибирования взрывоопасных смесей при взрыве ПВВ позволяет при их разработке решать следующие технические задачи.

Выбор соли-ингибитора. Он основан на выполнении трех положений, отвечающих за эффективные условия ингибирования МВС при взрыве в ней заряда ПВВ. Первое положение определено критическим условием (3) и требует, чтобы концентрация соли-ингибитора в продуктах детонации ПВВ – C_u была всегда не меньше, чем флегматизирующая МВС концентрация ингибитора – C_ϕ :

$$C_u \geq C_\phi. \quad (4)$$

Неравенство (4) определяет критерий взрывобезопасности при применении ПВВ во взрывоопасной МВС. Согласно работе [6], критическое значение концентрации соли-ингибитора в продуктах взрыва ПВВ можно определить по следующей формуле:

$$C_u = \frac{1007,72 \cdot \varepsilon}{E_0 \cdot a}, \text{ кг/м}^3, \quad (5)$$

где E_0 – энергия взрыва заряда ПВВ, кДж; a – коэффициент, учитывающий долю энергии, передаваемую при взрыве открытого заряда ВВ в ударную волну; ε – относительное содержание ингибитора в составе ПВВ, кг/кг.

Флегматизирующую МВС концентрацию соли-ингибитора определяют по формуле:

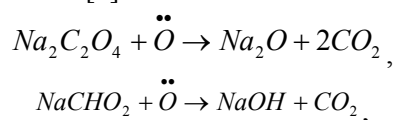
$$C_\phi = \frac{0,013378 \cdot M_\varepsilon}{F \cdot S_y}, \text{ кг/м}^3, \quad (6)$$

где M_ε – молекулярный вес соли-ингибитора; F – фактор химической активности соли-ингибитора; S_y – удельная поверхность кристаллов соли-ингибитора, м²/кг.

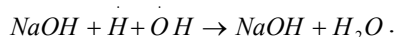
Приравняв уравнения (5) и (6), можно определить минимально необходимое содержание соли-ингибитора в составе ПВВ:

$$\varepsilon = 1,32755 \cdot 10^{-5} \frac{M_\varepsilon \cdot E_0 \cdot a}{F \cdot S_y}. \quad (7)$$

Второе положение требует избирательного рекомбинационного действия соли-ингибитора на различные виды радикалов, участвующих в реакции окисления метана при воспламенении и взрыве МВС. Это положение реализуется применением в составе ПВВ солей-ингибиторов, способных утилизировать радикалы атомарного кислорода – \ddot{O} и образовывать продукты реакции, которые рекомбинируют радикалы водорода – \dot{H} и гидроксила – \dot{OH} . К таким солям относятся формиат и оксалат натрия. На начальной стадии они утилизируют радикалы кислорода в зоне реакции МВС [7]:



а на последующих стадиях идет реакция рекомбинации радикалов водорода и гидроксила образовавшимися оксидом и гидрооксидом натрия:



В таблице 1 дана оценка ингибирующей активности солей, представленных галогенидами щелочных, земельно-щелочных и других металлов при условии, что у их солей $S = const.$ Ингибирующая активность солей, которые могут быть использованы в составах современных ПВВ, определена по уравнению:

$$И = \frac{F \cdot S}{M_B} = \frac{B_M \cdot N_a}{B_R \cdot M_B} \cdot S_y,$$

где B_R, B_M – валентность радикала и металла соли-ингибитора соответственно.

Таблица 1

Оценка ингибирующей активности солей

Соль-ингибитор MBC	Молекулярный вес	Кол-во атомов металла в молекуле соли, N_a	Валентность металла, B_M	Активность относительно радикалов			
				водород (\dot{H}), гидроксил (\dot{OH})		атомарный кислород (\dot{O})	
				F	И · 10 ²	F	И · 10 ²
1	2	3	4	5	6	7	8
<i>LiF</i>	25,94	1,0	1,0	1,0	3,855	0,5	1,927
<i>LiCl</i>	42,39	1,0	1,0	1,0	2,359	0,5	1,180
<i>NaF</i>	41,99	1,0	1,0	1,0	2,382	0,5	1,191
<i>NaCl</i>	58,44	1,0	1,0	1,0	1,711	0,5	0,8555
<i>KCl</i>	74,56	1,0	1,0	1,0	1,341	0,5	0,670
<i>KF</i>	58,1	1,0	1,0	1,0	1,721	0,5	0,860
<i>CaF₂</i>	78,0	1,0	2,0	2,0	2,564	1,0	1,282
<i>CaCl₂</i>	111,0	1,0	2,0	2,0	1,802	1,0	0,901
<i>MgF₂</i>	62,31	1,0	2,0	2,0	3,209	1,0	1,604
<i>MgCl₂</i>	95,22	1,0	2,0	2,0	2,10	1,0	1,05
<i>AlF₃</i>	83,98	1,0	3,0	3,0	3,5723	1,5	1,786
<i>AlCl₃</i>	133,34	1,0	3,0	3,0	2,2499	1,5	1,125
<i>TiF₄</i>	123,89	1,0	4,0	4,0	3,229	2,0	1,6145
<i>TiCl₄</i>	189,71	1,0	4,0	4,0	2,101	2,0	1,05

Третье положение определяет выбор солей-ингибиторов, которые при детонации ПВВ обладали бы наибольшей стойкостью к проявлению дезрекомбинационного эффекта [8]. В результате действия детонационной волны создается давление, при котором кристаллы соли-ингибитора переходят из режима упругой деформации в режим пластичной. В условиях ударно-волновой нагрузки в кристаллах соли-ингибитора возникают напряжения сдвига, определяемые скоростью движения дислокаций на ее поверхности. Для ингибиторов с кубической структурой кристаллов установлены критические напряжения сдвига – $[\tau]_{кр}$, приводящие к возникновению у них дезрекомбинационного эффекта при детонации ПВВ:

$$[\tau]_{кр} = \frac{\rho_u \cdot A^2}{4\sqrt{2} \cdot B}, \text{ ГПа}, \quad (8)$$

где A, B – коэффициенты линейного выражения для ударной адиабаты в виде $D_u = A + BU_p$ (D_u – скорость фронта ударной волны в кристалле, U_p – массовая скорость вещества кристалла за фронтом); ρ_u – плотность кристалла соли-ингибитора.

По известным ударным адиабатам солей-ингибиторов рассчитаны критические напряжения сдвига, при которых на поверхности кристаллов соли возникает дезрекомбинационный эффект. Результаты расчетов приведены в таблице 2. Коэффициенты уравнения ударной адиабаты соли получены обработкой экспериментальных данных их ударной сжимаемости, приве-

денных в Интернет ресурсе Shock Wave DataBase- Version 2.5 с помощью программы CurveExpert 1.3.

Таблица 2
Результаты расчета критических напряжений сдвига в кристаллах солей-ингибиторов

№ п/п	Соль-ингибитор	Химическая формула соли	Плотность кристалла соли, кг/м ³	Коэффициенты уравнения ударной адиабаты соли		Напряжение сдвига, $[\tau]_{кр}$, ГПа
				A, м/с	B	
1	2	3	4	5	6	7
1	Хлористый натрий	NaCl	2165	3449,40	1,4281	3,1887
2	Хлористый калий	KCl	1990	2703,01	1,3547	1,900
3	Фтористый калий	KF	2485	2324,40	1,6496	1,439
4	Фтористый натрий	NaF	2805	4121,99	1,222	6,894
5	Фтористый литий	LiF	2650	5192,00	1,305	9,677
6	Хлористый литий	LiCl	2076	3935,30	1,3826	4,111
7	Фтористый кальций	CaF ₂	3180	3923,40	1,4869	5,820
8	Фтористый магний	MgF ₂	3190	5284,70	1,124	14,012
9	Фтористый барий	BaF ₂	4830	2440,65	1,4526	3,501
10	Сульфат бария	BaSO ₄	4375	3436,35	1,4629	6,243
11	Криолит	Na ₃ AlF ₆	2960	4233,40	1,2799	7,327
12	Доломит	CaMgC ₂ O ₆	2840	5732,0	1,049	15,725

Анализ результатов, приведенных в таблице, показывает, что существует ряд солей-ингибиторов, обладающих высокой сопротивляемостью напряжениям сдвига при ударных нагрузках кристалла. К таким солям относятся доломит, фториды магния, лития, натрия и криолит. При детонации ПВВ должно выполняться следующее условие - давление ударного сжатия кристалла соли-ингибитора не должно превышать критических напряжений сдвига, возникающих в нем, т.е.:

$$P_u \leq [\tau]_{кр}, \quad (9)$$

где P_u – давление ударного сжатия кристалла соли при детонации ВВ. Согласно работе [9], это давление определяется по уравнению:

$$P_u = \rho_u (AU_p + BU_p^2).$$

Если условие неравенства (9) не выполняется, то возникает дезрекомбинационный эффект и соль-ингибитор при детонации не может эффективно рекомбинировать радикалы, вследствие чего ПВВ имеет низкий уровень предохранительных свойств. В противном случае соль-ингибитор не подвержена действию запредельных ударных нагрузок, приводящих к дезрекомбинационному эффекту. В этом случае эффективность ингибирования МВС при взрыве заряда ПВВ определяется содержанием соли-ингибитора в его составе, которое находят по уравнению (7).

Ввод соли-ингибитора в состав ПВВ. В настоящее время исследованы и опробованы три способа введения в состав ПВВ соли-ингибитора:

- непосредственный ввод соли в состав ПВВ, который давно вошел в практику производства этих ВВ и получил название «классический»;
- ввод в состав ПВВ так называемой пары ионообменных солей, например, нитрата натрия (калия) и хлористого аммония;
- окружение патрона ПВВ по всей поверхности и с торцов предохранительной оболочкой из соли-ингибитора.

Сравнительная оценка этих способов показала, что с точки зрения элементарного состава зарядов таких ПВВ все три способа в какой-то степени идентичны. Однако заряды ПВВ, изготовленные указанными способами, ингибируют МВС в разной степени эффективности как при взрывании в канале мортиры без забойки, так и в угловой мортире с отражательной стенкой. Наибольшим ингибированием МВС при взрыве обладают ионообменные ПВВ, менее эффективны – классические ПВВ и ВВ в предохранительных оболочках. Влияние соли-ингибитора на детонационную способность ПВВ также различно. Согласно работе [10], детонационная способность ПВВ существенно снижается при увеличении концентрации соли-ингибитора в их составах. Для зарядов ПВВ в предохранительных оболочках детонационная способность не ухудшается только в том случае, если торцы патронов не покрыты оболочкой. Поэтому выбор способа получения ПВВ определяется необходимым уровнем предохранительных свойств ВВ, его детонационной способности и возможностью производства зарядов ПВВ с минимальными затратами. Опыт показывает, что наиболее простыми являются производство классических и ионообменных ПВВ, тогда как изготовление зарядов в предохранительных оболочках наиболее сложное и более дорогостоящее. Поэтому при разработке ЭВВ необходимо учитывать этот факт и ориентироваться на классический или ионообменный способ. При их реализации детонационная способность ЭВВ зависит от количества соли-ингибитора в составе и характеризуется следующими величинами:

$$– \text{ скоростью детонации заряда: } D = f_1(D_0; S_y; \rho_{ВВ}) \text{ и}$$

$$– \text{ критическим диаметром ВВ: } d = f_2(d_0; S_y; \rho_{ВВ}),$$

где D_0, d_0 – соответственно скорость детонации и критический диаметр детонации исходного ЭВВ без соли-ингибитора в его составе;

$\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ в заряде.

Исследования [10] показали, что необходимо выбрать такое количество соли, при котором у ПВВ достигаются высокие детонационные свойства. Вследствие того, что ЭВВ представляют собой концентрированные растворы, в них могут быть введены растворимые соли-ингибиторы. Однако основная доля ингибитора должна вводиться в состав ЭВВ путем смешения их растворов с солями-ингибиторами или же размещением ингибитора по боковой поверхности и торцам монозаряда. В первом случае необходимо добиться приемлемого компромисса между сенсibilизацией взрывной реакции во фронте детонации и флегматизирующим действием на реакцию конденсированной соли-ингибитора. Во втором случае необходим переход на производство монозарядов ВВ в оболочках.

Выбор способа сенсibilизации ЭВВ. Из известных способов сенсibilизации детонации ЭВВ или низкоплавких взрывчатых систем – эвтектик наиболее хорошо изучены три. Это – ввод в состав ЭВВ пористого тела, микросфер и химическое азирование газовыми пузырьками раствора. Самый эффективный из них способ – создание в непрерывной среде ЭВВ газовых микропузырьков. Однако он недолговечный и достаточно сложный в технологическом исполнении. Вместе с тем, для низкоплавких эвтектик на основе аммиачной селитры этим способом можно получить достаточно устойчивую пористую систему с плотностью $1,0...1,15 \text{ г/см}^3$, обладающую высокой детонационной способностью. Еще одним перспективным направлением сенсibilизации детонации у динамонов является ввод в их состав наночастиц тяжелых активных металлов и катализаторов взрывной реакции. При данной сенсibilизации содержание соли-ингибитора в составе предохранительных динамонов можно довести до $10...15 \%$, а общее их содержание – до $25...30 \%$ с учетом растворимых в эвтектике солей-окислителей. При таком содержании солей-ингибиторов в составе ЭВВ резко увеличивается уровень его предохранительных свойств, вплоть до уровня нитроэфирсодержащих угленитов.

Превентивное ингибирование взрывоопасной среды при взрывных работах. Достигается использованием в шпуровых зарядах высокопредохранительных ВВ. Они представляют собой высокоплотные порошкообразные смеси, состоящие из 10 % сенсibilизатора детонации и 90 % ионообменной пары солей, образующей при взрывной реакции за фронтом детонационной волны ультрадисперсную соль-ингибитор в виде наночастиц. Заряды из таких систем детонируют с низкой скоростью – около 1500...1800 м/с, в зависимости от плотности ВВ и диаметра. При их детонации образуется соль-ингибитор в виде наночастиц, которая движется со скоростью около 1000 м/с. Поэтому всего за несколько миллисекунд продукты взрыва и наночастицы соли-ингибитора флегматизируют большие объемы взрывоопасных газоздушных смесей. Исходя из критических условий инициирования детонации МВС, была установлена критическая масса открытого заряда ПВВ для ее ингибирования [11]:

$$m_{кр} = \frac{1,18942114 \cdot 10^{16}}{\rho_{ВВ}^{0,5015} \cdot D^{4,5045}}, \text{ кг}, \quad (10)$$

где D – скорость детонации ВВ, м/с.

В табл. 3 приведены экспериментальные данные по подавлению взрывов МВС с помощью детонирующих зарядов ПВВ.

Таблица 3

Объем МВС, в котором детонирующие ПВВ подавляли взрыв (объем флегматизации)

Характеристика и состав ПВВ			Плотность ПВВ, г/см ³	Скорость, D , м/с	Предельный заряд, кг	Флегматизирующая концентрация, г/м ³	Объем флегматизации МВС, м ³
сенсibilизатор	ионообменная пара	ингибитор					
1	2	3	4	5	6	7	8
Нитроэфир	NaNO ₃ - NH ₄ Cl	NaCl	1,17	1676	1,03	5,83	65,2
То же	NaNO ₃ - (NH ₄) ₂ HPO ₄	Na ₃ PO ₄	1,22	1550	1,43	5,45	95,0
То же	Ca(NO ₃) ₂ · 4H ₂ O-NH ₄ Cl	CaCl ₂	1,2	1700	0,954	5,53	62,3
То же	KNO ₃ -NH ₄ Cl	KCl	1,2	1800	0,737	7,420	41,7
То же	LiNO ₃ -NH ₄ F	LiF	1,25	1600	1,230	2,60	101,8

Результаты исследований, приведенные в табл. 2 показывают, что детонирующие заряды ПВВ массой 1,2...1,4 кг надежно предотвращают воспламенение достаточно больших объемов МВС (до 100 м³). Следовательно, при взрывных работах в забоях выработок они могут ингибировать образующиеся взрывоопасные смеси метана и угольной пыли с воздухом.

Выводы

1. Дано обоснование основным принципам выбора и ввода ингибиторов при создании высокопредохранительных ВВ.
2. ПВВ нового поколения образуют наночастицы соли-ингибитора, обладающей стойкостью к ударным нагрузкам при детонации.
3. При детонации заряда в продуктах взрыва ПВВ создается концентрация ингибитора не меньше, чем концентрация, которая ингибирует МВС.
4. Выбор соли-ингибитора, способов ее ввода в состав и сенсibilизации детонации ЭВВ позволят создать ПВВ нового поколения.

Библиографический список

1. Гольбиндер А.И. Антигрязные взрывчатые вещества / А.И. Гольбиндер, К.К. Андреев. – М.: Углетехиздат, 1947. – 154 с.
2. Дубнов Л.В. Предохранительные взрывчатые вещества в горной промышленности / Л.В. Дубнов. – М.: Углетехиздат, 1953. – 148 с.

3. Глазкова А.П. Катализ горения взрывчатых веществ / А.П.Глазкова. – М.: Наука, 1976. – 262 с.
4. Кукиб Б.Н. Высокопредохранительные взрывчатые вещества / Б.Н. Кукиб, Б.Д.Росси. – М.: Недра, 1980. – 174 с.
5. Калякин С.А. Современные принципы построения предохранительных ВВ: материалы VII межд. научно-техн. конференции [Современные технологии ведения буровзрывных работ, их экологическая эффективность и техногенная безопасность], Крым, 24 -28 июня 2008 г.
6. Калякин С.А. Выбор солей-ингибиторов для предохранительных взрывчатых веществ / С.А.Калякин // Взрывное дело № 97/54/. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2007. – С. 161-169.
7. Калякин С.А. Определение концентрации ингибитора, флегматизирующей метановоздушную смесь: матер. 5-й межд. научн.-практ. конф. [Становление современной науки], София (Болгария): Бел.Град-БГ, Т. 9, 2007. – С. 59-66.
8. Калякин С.А. Взаимодействие кристаллов солей-ингибиторов с продуктами детонации взрывчатого вещества / С.А.Калякин // Физика и техника высокоэнергетической обработки материалов: сб. науч. тр.; редкол.: В.В. Соболев и др. – Днепропетровск: АРТ-ПРЕСС, 2007. – С. 10-19.
9. Калякин С.А. Об уравнении состояния продуктов детонации предохранительных взрывчатых веществ / С.А.Калякин // Взрывное дело, № 98/55/. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2007. – С. 242-251.
10. Вайнштейн Б.И. Детонационная способность ВВ с инертными добавками / Б.И. Вайнштейн, М.С.Клейнер, В.И.Зенин // Снижение травматизма при взрывных работах в угольных шахтах: сб. научн. тр. МакНИИ. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1985. – С. 50-59.
11. Калякин С.А. Критические условия инициирования взрыва метановоздушной смеси открытым зарядом взрывчатого вещества / Калякин С.А. // Взрывное дело, № 97/54. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2007. – С. 170-181.

Надійшла до редколегії 21.09.2009

У роботі дано обґрунтування основних принципів вибору та вводу інгібіторів при розробці висококонцентраційних ВР. Це дозволяє зробити оптимальний вибір інгібіторів та їх увід у склад запобіжної ВР.

Ключові слова: інгібітор, запобіжна ВР, детонація, інгібування, метаноповітряна суміш

The principles of the grounding of basic principles of creation of high permissible explosives is shown in this article. They allow choosing the inhibitors and the method of including them in explosives' formula.

Key words: inhibitor, permissible explosives, detonation, inhibition, methane-and-air mixture

УДК 622.833/.838:551.24.35

В.В. ШАМАЕВ (канд.техн.наук,доц., ДонНТУ)

ГЕОМЕХАНІЧНІ ОСНОВИ ЗАПОБІГАННЯ УТВОРЕННЯ РУЙНІВНИХ ДЕФОРМАЦІЙ ЗЕМНОЇ ПОВЕРХНІ НАД ЗАКРИТИМИ ШАХТНИМИ ПОЛЯМИ

Стаття продовжує цикл робіт присвячених дослідженню природи і закономірностей деформаційних процесів в масиві гірських порід, зокрема, тривалих руйнівних зрушень і утворення уступів, провалів земної поверхні. Наведені результати теоретичних досліджень в яких науково обґрунтовано природу і механізм тривалих деформацій і зрушень земної поверхні над шахтними полями де припинився видобуток вугілля із круто падаючих пластів Центрального району Донбасу. На його підставі вирішена актуальна науково-прикладна проблема створення геомеханічних основ запобігання утворення руйнівних деформацій і забезпечення стійкості земної поверхні над погашеними шахтами, що має важливе значення для вугледобувної галузі України. Автором запропоновано нові ефективні способи управління деформаційними процесами в масиві.

Ключові слова: деформації, масив гірських порід, зрушення, управління деформаційними процесами

Актуальність теми. Стан земної поверхні над відпрацьованими гірничими виробітками представляє серйозну небезпеку для розташованих над ними (у масиві та на поверхні) природних та інженерних об'єктів, комунікацій та людей. Особливо небезпечні з цієї точки зору родовища круто падаючих пластів. На ліквідацію уступів і провалів, обвалення та ін. потрібні багаторазові вкладення непередбачених коштів. Це підтверджують численні спостереження за станом природних і інженерних об'єктів у Донба-

сі, Росії, Германії, Польщі, Чехії то що. За останні кілька десятиліть поблизу погашених гірничих виробіток Німеччини, Чехії, Росії, Польщі, Голландії, та інших країн, які традиційно здійснюють вуглевидобуток, масово спостерігається порушення поверхні. Проблема набуває особливої важливості для гірничопромислових районів України, зокрема для Центрального району Донбасу, де значна щільність інженерних об'єктів, підприємств, жилих мікрорайонів знаходиться над не діючими шахтними полями і погашеними виробітками, а також над полями шахт, що консервуються або закриваються.

Однією з головних причин виникнення затриманих у часі обвалень над погашеними виробітками є розділення компетентних порідних шарів в процесі деформування масиву та утворення у масиві динамічних зон розшарування, час життя яких може сягати від кількох діб до десятків місяців.

Результати спеціальних досліджень в районі головної антикліналі Донбасу, виконаних ще у 80 роки минулого сторіччя [1], свідчать про те, що природа і характер утворення у масиві зон розшарування та притаманних їм систем техногенних тріщин вивчені недостатньо глибоко, механізми їх формування різноманітні, а їх розміри та обсяги можуть сягати більш ніж 10 відсотків від обсягів видобутого вугілля або інших корисних копалин. Попередніми дослідженнями виявлено чотири основних стадії утворення таких областей. На останній фазі існування розшарування починається дискретне, некероване закриття пустот і систем тріщин, яке закінчується руйнуванням компетентного породного шару, яке призводить до катастрофічних процесів деформування вище розташованих шарів масиву та утворення на поверхні значних уступів або провалів. Навіть у випадках, коли руйнівні деформаційні процеси від закриття зон розшарування не призводили до утворення значних уступів або провалів поверхні, у масиві та на поверхні спостерігались „шахтні землетруси” - сейсмічні коливання (до 4-5 балів за шкалою Ріхтера), також небезпечні для інженерних споруд та стану людей. На сьогодні природа і механізм цього явища детально не досліджені. Відомі лише розрізнені спостереження за формуванням обвалень поверхні над погашеними шахтами в колишньому СРСР і статистичний аналіз параметрів провалів над покинутими шахтами в США та Польщі.

Через відсутність наукових основ існуючі способи управління станом масиву над покинутими шахтами недостатньо ефективні та не забезпечують безпеки природних і інженерних об'єктів поверхні. Постійна небезпека для природних і техногенних об'єктів земної поверхні, високі витрати на ліквідацію наслідків некерованого деформування масиву, обумовлюють особливу актуальність вивчення природи і механізму довготривалих зрушень над закритими шахтними полями. Тому, створення геомеханічних основ запобігання утворення руйнівних деформацій поверхні, а також забезпечення стійкості природних та техногенних об'єктів земної поверхні над погашеними шахтами є актуальною науково-прикладною проблемою, що має важливе народногосподарське, екологічне, а враховуючи щільність населення та економічне значення таких гірничо-промислових регіонів, як Донбас, ще й соціально-політичне значення.

Ідея роботи полягає у вивченні природи деформування масиву над відпрацьованими шахтними полями, виявленні закономірностей та використанні можливостей вібрового впливу на критичні дільниці масиву для управління його тривалими зрушеннями в зоні впливу погашених виробіток, і запобігання утворенню руйнівних деформацій поверхні.

Об'єктом досліджень є стан масиву гірських порід, як геомеханічної системи, що складається з погашених виробіток, систем тріщин, зон розшарувань і вище розташованих породних шарів масиву.

Предметом досліджень є процеси деформування та зрушень гірського масиву і руйнівні деформації поверхні в надзвичайно складних умовах розробки світ крутих вугільних пластів Центрально району Донбасу.

Метою роботи є створення геомеханічних основ запобігання утворенню руйнівних деформацій земної поверхні в зоні впливу погашених гірничих виробіток.

Задачі досліджень полягали в наступному:

1) виконати теоретичний аналіз процесу деформування породної товщі на ділянках де здійснюється видобуток вугілля та ділянках, де гірничі роботи закінчилися на основі термодинаміки незворотних процесів;

2) дослідити особливості механізму тривалих зрушень та обвалень товщі над погашеними або покинутими гірничими виробітками з точки зору тектонофізики, кінетики зрушень, динаміки напружено-деформованого стану, особливості руйнування і розщільнення товщі гірських порід у часі і під дією підземних вод і флюїдів;

3) провести натурні дослідження тривалих зрушень і обвалень над відпрацьованими виробітками в умовах розробки світ круто падаючих вугільних пластів;

4) розробити способи керованого деформування (управління станом масиву) з метою запобігання утворенню руйнівних деформацій земної поверхні та встановити їх раціональні параметри;

5) розробити методики вибору раціональних способів забезпечення стійкості поверхні і визначити параметри її руйнування в залежності від вихідних гірничо-геологічних і гірничотехнічних умов;

6) провести перевірку і економічну оцінку розроблених способів.

Для рішення поставлених задач використовувалися наступні **сучасні методи наукових досліджень**: тектонофізичний аналіз, реконструкція тектонічних полів деформацій різного віку, термодинаміка незворотних процесів для теоретичного аналізу процесів тривалого зрушення товщі над шахтними полями і оцінки принципів забезпечення стійкості поверхні; чисельні методи кінетичних і дискретних елементів для дослідження напружено-деформованого стану масиву порід, фізичне моделювання для вивчення кінетики тривалих зрушень в масиві; методи натурних спостережень за процесами деформування масиву у часі; методи штучного інтелекту - нечітка логіка і нейронні мережі для розробки методики вибору раціональних способів управління станом масиву гірських порід, методи економічних досліджень на основі динамічних моделей для обґрунтування економічних витрат на реалізацію розроблених способів і рекомендацій.

Аналіз існуючих уявлень про механізм деформування масиву гірських порід та тривалих зрушень поверхні над шахтним полем, способів і технологій управління гірським масивом показав, що тривалість процесів деформування та зрушення над погашеними або покинутими шахтами становить десятки і навіть сотні років. У той же час, детально досліджені зрушення над виробленими просторами очисних вибоїв закінчуються, в основному, через 3 - 24 місяці в залежності від глибини розробки. Механізму деформування масиву і зрушень земної поверхні в зоні впливу гірничих робіт присвячені дослідження вчених вітчизняних і зарубіжних інститутів. Значний внесок в розуміння механізму деформування товщі, її руйнування і розробку способів управління станом підробленого масиву внесли такі відомі вчені і фахівці, як С.Г. Авершин, А.Д. Алексєєв, А.А. Борисов, А.Ф. Булат, М.С. Буличов, В.В. Виноградов, Ф.Н. Воскобоев, Ю.М. Гавриленко, В.Т. Давидянц, Ю.З. Заславський, М.П. Зборщик, В.Н. Земісев, А.Н. Зорін, М.М. Зоря, М.А. Іофіс, Д.А. Казаковський, Ж.М. Канлибаєва, А.М. Козел, В.Г. Колесников, Г. Кратч, В.С. Кулинич, С.М. Ліпкович, Ф.І. Музафаров, В.І. Мякенький, Д.М. Оглоблін, Г.В. Орлов, Л.Я. Парчевський, І.М. Петухов, В.М. Проскураков, М.М. Протод'яконов, С.С. Пенг, Д.С. Ростовцев, К.К. Софійський, Б.М. Усаченко, Ю.Б. Фай-

нтштейн, П.М. Цимбаревич, Л.Д. Шевяков, Е.І. Шемякин, І.Л. Черняк, Г. Еверлінг, О. Якобі, С.А. Ярунін та інші. Однак проблема затриманих деформацій, утворення провалів, опускань і інших видів затриманих в часі деформацій земної поверхні над погашеними шахтами практично не розглядалася. Цей факт констатується нормативним документом "Правила охорони споруд ...", де вказується, що у випадку затриманих деформацій тривалість і характер зрушень визначається на основі натурних спостережень, що означає відсутність встановлених закономірностей тривалих зрушень. Є окремі публікації по статистичному аналізу параметрів провалів земної поверхні над покинутими шахтами неглибокого розташування але закономірності таких зрушень також не встановлені. Існуючі уявлення щодо механізму провалів, з точки зору автора, недостатньо повно, а інколи неадекватно тлумачать сутність явища [2].

Таким чином, необхідно встановити загальні закономірності тривалих деформаційних процесів, зокрема зрушень, над не діючими шахтними полями, перший етап доцільно виконати за допомогою теоретичного методу для узагальнення воедино таких різномірних процесів, як вичерпання довговічності порід, накопичення деформацій пошкодження, розвиток тріщинуватості і закономірності їх розвитку. Також потрібно детально вивчити механізм тривалих зрушень, особливості перерозподілу деформацій, руйнівні деформації порідних шарів і впливу на ці процеси підземних вод та флюїдів. На основі цих та натурних досліджень можна розробити раціональні способи управління станом масиву, запобігання виникненню руйнівних деформацій поверхні, встановити їх параметри в залежності від геологічних, гірничотехнічних і геотектонічних умов. Виходячи з вищевикладеного, сформульовані основні задачі досліджень.

Теоретичний аналіз деформаційних процесів тривалого обвалення товщі над відпрацьованими шахтними полями показав, що тривале руйнування порідного масиву є типовим безповоротним процесом накопичення пластичних деформацій пошкодження і зрушень. Такий процес в найбільш загальному вигляді описується термодинамікою незворотних процесів. Переваги термодинамічного підходу полягають в можливості комплексного відображення мінливих деформаційних полів і чинників в масиві гірських порід, що тривало деформується: процесів перерозподілу деформацій та напружень, накопичення пластичних деформацій пошкодження в компетентних породних шарах; кінетики активних зрушень в процесі деформування; розвитку систем тріщинуватості в масиві.

Натурні обстеження деформованої товщі порід над покинутими виробками дозволили встановити основні характеристики розвитку систем тріщинуватості та зон розшарування в масиві, які дали можливість врахувати початкові умови і параметри для теоретичного аналізу тривалого процесу деформування товщі порід над покинутими виробками.

Ослаблення гірської товщі, в першу чергу, обумовлено утворенням в масиві техногенної системи тріщин та пустот. Поверхнева енергія тріщин та пустот є одним з визначальних критеріїв стійкості масиву [3]. Залежність ентропії гірського масиву S від поверхневої енергії тріщин має вигляд:

$$S = k * \ln A \cdot \exp(1/T) \cdot [B \sum Sr + CP^2 + D] \quad (1)$$

де A, B, C і D - константи, що відображають властивості породи;
 $\sum Sr$ - поверхнева енергія, віднесена до одиниці об'єму зруйнованих порід;
 P - середній рівень гірського тиску.
 k - стала Больцмана.

Енергія, віднесена до об'єму, пропорційна поверхні тріщин та пустот. При зміні термодинамічного стану слабо невірноваженої системи, похідна ентропії за часом прагне до максимального значення. Оскільки тривалі деформації зрушення породної товщі над відпрацьованим шахтним полем є типовим лінійним термодинамічним процесом, можна прийняти, що всі термодинамічні характеристики в даному процесі змінюються настільки повільно, що його можна розглядати як ланцюжок рівноважних станів. Це означає, що тиск та температура можуть бути прийнятні постійними, і тому похідна буде залежати тільки від ΣSr або від поверхні тріщин та пустот.

Розрахунки свідчать, що поверхнева енергія тріщин та пустот може бути накопичена внаслідок вичерпання довговічності породи. Отже, тривалі деформації в масиві та зрушення поверхні над шахтним полем можуть контролюватися питомою поверхнею тріщин і довговічністю компетентних порідних шарів. Це означає, що чим більше значення ΣSr , тим ближче подріблений масив до стійкого або найбільш вірогідного свого стану. З іншого боку, збільшення довговічності компетентних порідних шарів призводить до затягування в часі розвитку руйнівних деформацій до земної поверхні. Розглядаючи це питання треба додати, що розвиток системи тріщин, а відповідно й значення ΣSr значною мірою визначається орієнтацією сучасного тектонічного поля деформацій, яке можливо визначити методом кінематичної реконструкції тектонічних полів напруг та деформацій різного віку [4]. Ці чинники є дуже важливими для управління деформаційними процесами в масиві та станом подрібленої товщі порід.

Аналізуючи практичні можливості з керування параметром ΣSr , потрібно нагадати, що коефіцієнт розпушення збільшується із зростанням ΣSr . Природний розподіл коефіцієнта розпушення монотонно змінюється від виробленого пласта, де він максимальний, до компетентного породного шару, а після його руйнування і до поверхні. Розпушений внаслідок руйнування інтервал масиву гірських порід збільшує свою первинну висоту і, таким чином, здатний компенсувати осідання вище розташованих шарів та поверхні. Міра компенсації буде пропорційна площі під кривою інтенсивності тріщинуватості. Дослідження показали, що існує можливість отримати додатковий вигравш в цій компенсації шляхом особливого перерозподілу коефіцієнта розпушення в просторі. Такий перерозподіл може бути досягнутий двома шляхами [5].

Перший шлях – це запобігання або локалізація в масиві деформацій зсуву за допомогою спеціальних штучних прийомів (наприклад буріння і розрив товщі масиву над зоною пластичних деформацій і подальшого висадження обвалених або завислих порід).

Другий – це кероване (згідно закономірностей деформування масиву) заповнення зон розшарування, які утворюються під компетентними шарами порід, спеціальним пластифікованим матеріалом для запобігання виникнення руйнівних деформацій.

У першому випадку необхідно порушити природну орієнтацію обвалених порід, розташовуючи окремі блоки і куски в хаотичному порядку. Втручання в формування системи тріщин дозволяє керувати такими параметрами як розміри блоків та їх кількість Nbs . Результати моделювання свідчать, що безладдя вносить свій істотний внесок в збільшення ентропії Sd :

$$Sd = k \cdot Nbs \cdot \{(n_s - 1) \cdot \ln(w/e) + \ln(n_s)\} \quad (2)$$

де Nbs - кількість блоків окремих елементів системи (породних блоків);
 n_s - кількість сегментів, з яких складається блок;

$w = q/u$ - середня кількість вузлів в зонах розшарування, через які можуть переміститися куски породи під час обвалення (де q - сумарне число вузлів, які займуть блоки, що знаходилися перед обваленням в одному породному шарі; u - кількість блоків у цьому шарі перед обваленням).

Характерні розміри блоку породи визначають просторовий крок між вузлами. Результати аналізу свідчать, що при природному (впорядкованому) обваленні параметр $w = 2,07$ (62/30), а величина орієнтаційної компоненти ентропії $Sd = 0,41$. При штучному обваленні $w = 90/30 = 3$; $Sd = 0,78$. В результаті штучна дезорієнтація блоків при їх обваленні дає істотну надбавку коефіцієнта розпушення (ентропії), яка може максимально становити $0,78/0,41=1,9$ (т.ч. збільшення майже у 2 рази). Дослідження свідчать про наявність взаємозв'язку між штучним збільшенням тріщинуватості, дезорієнтацією блоків породи і можливим збільшенням довговічності компетентних порідних шарів.

Метод активного управління деформаційними процесами в масиві гірських порід шляхом заповнення зон розшарування спеціальним пластифікованим матеріалом можна вважати найбільш ефективним, тому що кероване в часі регулювання характеру деформування дозволяє звести до мінімуму негативні наслідки некерованого деформування масиву (запобігти утворенню руйнівних уступів або провалів поверхні).

Запропоновані способи ефективні з точки зору запобігання провалу поверхні або, принаймні, збільшення інтервалу часу його здійснення. Позитивним кінцевим результатом буде стійкий стан поверхні над покинутою (законсервованою) шахтою або, принаймні, відстрочення терміну провалу і/або менша його величина. Тобто провал, як найбільш несприятлива і руйнівна форма втрати стійкості земної поверхні, зміниться опусканням, що менш руйнівне для будівель і споруд. Саме в цьому виражається неочевидний зв'язок між ентропійними тріщинною і дезорієнтаційною компонентами незворотних зрушень і довговічністю компетентних шарів масиву гірських порід. Таким чином, теоретично встановлено, що управління станом масиву над покинутими шахтами доцільно базувати на наступних трьох принципах:

- штучне збільшення тріщинуватості некомпетентних шарів порід;
- штучна зміна взаєморозташування блоків порід, під час руйнівного деформування;
- збільшення довговічності компетентних шарів порід, а також кероване управління характером деформаційних процесів в масиві.
- У наступних роботах автором буде наведено результати лабораторних та натурних досліджень.

Обґрунтованість і достовірність отриманих висновків і рекомендацій забезпечується застосуванням фундаментальних положень механіки гірських порід, тектонофізики і термодинаміки незворотних процесів в комплексі з натурними спостереженнями; коректним застосуванням нейронних мереж для прогнозування характеру та параметрів деформування масиву і розробці науково обґрунтованої технології запобігання утворення руйнівних деформацій поверхні; задовільним збігом якісних і кількісних характеристик механізму тривалих зрушень, отриманих різними методами досліджень: натурними спостереженнями, фізичним і комп'ютерним моделюванням; статистично значущим об'ємом лабораторних і шахтних експериментів і збігом, в межах 30%, розрахункових і фактичних значень параметрів формування уступів і провалів.

Висновки

Наведені дослідження є фрагментом науково-дослідної роботи, в якому науково обґрунтовано природу і механізм тривалих деформацій і зрушень земної поверхні над шахтними полями Центрального району Донбасу. Отримані результати буде використано для розв'язання актуальної науково-прикладної проблеми створення геомеханіч-

них основ запобігання утворення руйнівних деформацій і забезпечення стійкості земної поверхні над погашеними шахтами.

Основні наукові і практичні результати полягають у наступному.

1. Теоретично, за допомогою тектонофізики та термодинаміки незворотних процесів, встановлено, що управління станом масиву над погашеними шахтними полями доцільно засновувати на трьох принципах:

- а) штучне збільшення тріщинуватості в некомпетентних шарах порід;
- б) штучна дезорієнтація блоків порід в некомпетентних шарах порід;
- в) збільшення довговічності компетентних шарів порід.

2. Тривалі зрушення товщі розвиваються у часі і просторі нерегульованими дискретними обваленнями, внаслідок чого загальна висота зони обвалення стрибкоподібно зростає через нерегулярні інтервали часу. Не виявлено помітної залежності між висотою кожного одиничного обвалення і часом його реалізації (коефіцієнт кореляції не перевищує 0,16), що свідчить про нерегулярність і погану передбачуваність розвитку руйнування у часі.

3. Встановлено питому вагу відносно некомпетентних і компетентних шарів породи у розвитку процесу тривалих деформацій над відпрацьованим шахтним полем. Зареєстрований ефект згасання тривалих зрушень по мірі наближення до компетентного шару порід. Границі зрушення порід у площині переріз виробок сходяться під гострим кутом 45-600 до підошви компетентного шару. Таким чином, при достатній потужності (не менше за 25-30 товщини пласта) і міцності по відношенню до рядових порід (70-80 МПа або вдвічі вище за міцність інших порід), цей шар зупиняє процес розвитку руйнівних деформацій у вище розташованій товщі порід на невизначено тривалий термін.

4. Підкреслена істотна роль штучного роздроблення і дезорієнтації фрагментів некомпетентних шарів масиву в зменшенні кінцевої величини провалу або мульди зрушення. Вони знижують активність зрушення у часі. Доведено, що збільшення інтервалу, на якому проводиться штучне розщільнення товщі масиву, зменшує величину усідання над покинутими виробками. Так, при природному обваленні площа мульди провалу у вертикальному перетині сягає понад 42% від площі перетину покинутої виробки; при здійсненні штучного розщільнення і роздроблення під першим (від виробленого пласта) компетентним шаром порід площа мульди меншає до 7%, тобто в 6 разів. А за умов керованого заповнення зон розшарування і відкритих систем тріщин пластифікованим матеріалом – це зменшення становило 12 разів

5. Автором розроблено і отримано патенти на нові активні способи управління деформаційними процесами в масиві гірських порід. Результати розробок пройшли експериментально-промислові випробування за умов тектонічно ускладненого району головної антиклиналі Донбасу в масиві шахтного поля ім. Ю. Гагаріна.

Библиографический список

1. Шамаев В.В. Исследование деформационных полей в массиве горных пород при отработке месторождений полезных ископаемых в сложных геотехнических условиях Центрального района Донбасса / В.В. Шамаев. - М.: ИПКОН АН СССР, 1988 – 44 с. (Препринт)
2. Иофис М.А. Научные основы управления деформационными процессами при разработке полезных ископаемых / М.А. Иофис. – М.: ИПКОН АН СССР, 1984. – 230с.
3. Надаи А. Пластичность и разрушение твердых тел / А. Надаи. – М.: Изд-во иностр. лит., 1954. – 647 с.
4. Тектонические поля деформаций и напряжений в развитии подземной инфраструктуры Донецко-Макеевского района / В.А. Корчемагин, В.В.Шамаев, И.О.Павлов, М.В.Сокурченко // Сборник научных трудов Национальной горной академии Украины. – Днепропетровск. – 1998 - Т.3.- С.158-162.

5. Шамаев В.В. Закономерности эволюции расслоений в массиве горных пород, обусловленные геодинамическими полями / В.В. Шамаев // Физика и техника высоких давлений. – 1990. – Вып. № 33. – С. 58-70.

6. Шамаев В.В. О природе формирования деформационных структур в массиве горных пород и их связи с аномальными геодинамическими явлениями / В.В. Шамаев, Н.А.Рязанцев // Физика и техника высоких давлений. – 1990 – Вып. № 34.- С. 46-55.

Надійшла до редколегії 11.09.2009

Статья продолжает цикл работ посвященных исследованию природы и закономерностей деформационных процессов в массиве горных пород, в частности, длительных разрушительных сдвижений и образования уступов, провалов земной поверхности. Приведены результаты теоретических исследований в которых научно обоснована природа и механизм длительных деформаций и сдвижений земной поверхности над отработанными шахтными полями крутого падения Центрального района Донбасса. Решена актуальная научно прикладная проблема создания геомеханических основ предотвращения образования разрушительных деформаций и обеспечения устойчивости земной поверхности над отработанными шахтными полями, что имеет важное значение для угледобывающей отрасли Украины. Автором предложены новые эффективные способы управления деформационными процессами в массиве.

Ключевые слова: деформации, массив горных пород, сдвижения, управление деформационными процессами

The article continues the cycle of works devoted research of nature and conformities to the law of deformation processes in the array of mountain breeds, in particular, protracted destructive moving and formation of ledges, failures of earthly surface. The results of theoretical researches are resulted in which nature and mechanism of the protracted deformations and moving of earthly surface is scientifically grounded above the mine fields where mining was halted from the steep layers of the Central district of Donbassa. Aktual'naya is decided scientifically the applied problem of creation of геомеханических bases of prevention of formation of destructive deformations and providing of устойчивости of earthly surface above the exhaust mine fields, that has an important value for угледобывающей industry of Ukraine. An author is offer the new effective methods of management deformation processes in an array.

Key words: deformations, array of mountain breeds, moving, management deformation processes

УДК 622.833/.838:551.24.35

В.В. ШАМАЄВ (канд.техн.наук, ДонНТУ)

ВРАХУВАННЯ МІКРООБ'ЄКТІВ ПРИ ДОСЛІДЖЕННІ ПРИРОДИ ГЕОДИНАМІЧНИХ І ГЕОМЕХАНІЧНИХ ЯВИЩ ПРИ РОЗРОБЦІ ВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ

Стаття продовжує цикл робіт присвячених дослідженню природи і закономірностей деформаційних процесів в масиві гірських порід, зокрема, дослідженню впливу мікро- і наночастинок на природу газодинамічних, геодинамічних і геомеханічних явищ. Наведено результати теоретичних і лабораторних досліджень, в яких науково обґрунтовано природу і механізм утворення мікро- та наночастинок при формуванні епіцентрів геодинамічних, газодинамічних і геомеханічних явищ. Вирішена актуальна науково прикладна проблема створення геомеханічних основ обліку впливу зон утворення мікро- і наночастинок на стійкість та інші властивості елементів масиву порід при проведенні і підтримці гірничих виробіток, підземних та поверхневих техногенних і природних об'єктів, що потребують охорони від негативного впливу деформаційних процесів.

Ключові слова: мікрочастинки, деформації, масив гірських порід, зрушення, деформаційні процеси

Актуальність. Навколишній нас світ складається не тільки з макрооб'єктів. Складні фізико-хімічні процеси за участю мінеральних нано частинок, об'єктів з характерним розміром в діапазоні від 1 до 1000 нм, грають істотну роль в багатьох явищах та перетворенні речовини в навколишньому середовищі. У атмосфері, літосфері, зокрема

в гірських породах, водному середовищі і біологічних системах постійно присутня велика кількість різноманітних нано частинок і наноструктурних речовин [1].

Разом з тим, з розвитком цивілізації з'являлися нові джерела мінеральних нано частинок, сумірні по інтенсивності з природними. Відмінною рисою цих джерел в порівнянні з природними є постійне зростання їх інтенсивності. Цей неперіодичний чинник навколишнього середовища надає суттєвий вплив, але характер і закономірності цього впливу поки практично не вивчені.

Мета роботи. Виявлення умов утворення в гірському масиві мікро та нано частинок і дослідження впливу мікро фракцій речовини та природою і механізмом геодинамічних і геомеханічних явищ з подальшою розробкою геомеханічних основ запобігання утворенню їх негативного прояву.

Об'єктом досліджень є стан масиву гірських порід, як геомеханічної системи, що складається з макро і мікро об'єктів, зокрема виробіток, систем тріщин, зон розшарувань і вище розташованих породних шарів масиву.

Предметом досліджень є природа деформування та руйнування шарів гірського масиву за наявності мікро та нано частинок порід.

Результати та їх обговорення. Особливість сучасного етапу розвитку полягає у тому, що практично весь антропогенний матеріальний світ побудований і функціонує за рахунок руйнування певних ділянок літосфери і подальшого використання отриманої при цьому речовини. Сировина, що здобувається, дає початкові матеріали і енергетичну основу виробництву 2/3 всього асортименту суспільства. При цьому темпи зростання видобутку корисних копалин на кожного жителя Землі (приблизно 10% в рік) істотно випереджають темпи збільшення її народонаселення. В результаті видобутку паливно-енергетичної сировини щорічно з літосфери на земну поверхню переміщується не менше $0,9 \cdot 10^{15}$ т зруйнованих техногенною дією гірських порід різного складу.

Вживані при цьому традиційні геотехнології є складною багатокомпонентною системою операцій, заснованою на процесах руйнування речовини літосфери з використанням різних видів енергії. Домінуюче положення займають механічне і вибухове руйнування корисної копалини і гірських порід, при цьому мають місце енергетичні потоки такої щільності, яка досить для будь-якого ступеня дезинтеграції гірських порід з утворенням мінеральних частинок як в мікро-, так і в нано діапазонах великої. Ця особливість сучасних геотехнологій має очевидне негативне значення, оскільки підвищує непродуктивні енерговитрати на руйнування і, відповідно, його вартість. Крім того, поява підвищених кількостей надтонкого (плаваючої) пилу в копальневій атмосфері різко підвищує небезпеку для здоров'я людей, а винесення цих частинок в атмосферу при провітрюванні гірських підприємств створює множину додаткових і поки недостатньо досліджених екологічних проблем.

Виникає необхідність проведення комплексу фундаментальних досліджень з вивчення механізмів утворення мікро і нано частинок при видобутку та збагаченню (переробці) корисних копалини, з вивчення впливу нано частинок на відповідні природні і технологічні процеси, а також вивчення закономірностей еволюції техногенних мінеральних нано частинок в еволюції природних і антропогенних екосистем.

У міру накопичення знань в цих областях з'явиться можливість створення нових геотехнологій, що знижують небезпечні наслідки руйнування порід, і технологій, що використовують специфічні властивості мінеральних нано частинок для вирішення завдань збагачення корисних копалини, а також для розкриття механізмів газодинамічних і геодинамічних явищ при розвитку паливно-енергетичного комплексу.

Поставлені питання поки не привернули увагу геологів. При вивченні гранулометричного складу руйнованих тим або іншим способом гірських порід (зокрема, при

деформації масиву гірських порід) нано фракції не виділялися, їх зазвичай розглядали у складі фракції розмірів, що мінімально враховувалися.

У методологічному плані, механізми надтонкого руйнування порід доцільно диференційовано розглядати як процеси, в яких руйнування порід спровоковане перерозподілом гірського тиску, зрушенням порід і тому подібне, і процеси, в яких руйнування порід пов'язане з локальною динамічною дією на породу бурового інструменту або вибуху.

Прикладом інтенсивного утворення мікро і нано частинок, викликаного геомеханічним процесом, може служити руйнування вугільного пласта при веденні гірських робіт. При розробці газонасичених вугільних пластів спостерігаються випадки мимовільного динамічного руйнування частини пласта з винесенням газовугільної суміші в гірничі виробітки. Це катастрофічні явища, що часто викликають загибель людей і руйнування гірничого устаткування, отримало назву «раптовий викид вугілля і газу».

В окремих випадках (при викидах великої потужності та гірських ударах) частина вугільного пласта (або гірських порід) подрібнюється до частинок порядку мікрон і менше. Роздроблене порошкоподібне вугілля, зване «скаженою мукою», поводить себе подібно до рідини, а не як тверде тіло.

Механізм раптових викидів вугілля і газу повною мірою не ясний до цих пір, хоча дослідження цього явища ведуться вже десятки років. У ІПКОН РАН і ДОНФТІ НАН України, в рамках досліджень з проблеми боротьби з раптовими викидами вугілля і газу, була сформульована концепція природного метано насиченого вугільного пласта [2, 3].

Незайманий метано насичений вугільний пласт є рівноважною системою «вугілля – метан - природна волога». Під впливом техногенної дії, коли змінюється напружено-деформований стан пласта, в нім відбуваються необоротні структурні зміни на рівні мікроструктур, що містять молекули розчиненого метану.

У лабораторних умовах за допомогою електронного мікроскопа досліджували зміни мікроструктури вугілля, що деформувалося, вивчався механізм виходу розчиненого метану з твердої вугільної речовини. Встановлено, що при вантаженні зразків вугілля на межах мікро структурних блоків унаслідок розвитку деформацій зсуву утворюються зони високодисперсного вугілля (супермілоніти) з розмірами частинок від 10 до 50000 нм [4]. Процес руйнування вугілля супроводжується емісійними явищами (акустичними і електромагнітними імпульсами), а також емісією трибоелектронів. На електронно-мікроскопічних знімках виразно виділяються межі мікро окремоостей, що мають вид нерівних тріщин

У викидонебезпечному вугіллі, що дослідилося, загальний об'єм високодисперсної вугільної речовини не перевищував декілька відсотків [1]. Проте утворення тонких зон високодисперсного вугілля має вирішальне значення для поведінки метано насиченого вугілля в макро масштабі. У цих зонах, як показали дослідження, відбуваються фізичні і фізико-хімічні зміни вугілля (зокрема зміна складу вугільної речовини, мікропорової структури, електризація поверхонь, теплові ефекти, виділення газоподібних продуктів), внаслідок чого стабільна система «вугільна речовина – метан» стає нестабільною. У цих зонах різко підвищується швидкість десорбції метану. При подальшому розвантаженні вугілля в цих зонах за типом зрощення пір швидко розвиваються мікро тріщини, заповнені метаном.

Аналіз даних лабораторних дослідів і фрактограм твердих продуктів раптових викидів виявив аналогію між мікроструктурою вугільної речовини при квазістатичному стисненні зразків і вугілля з викидо небезпечних зон вугільного пласта поблизу тектонічних порушень. Зокрема встановлено, що на відміну від викидо небезпечних зон пла-

ста вугільна речовина невикриво небезпечних зон не має достатньо чітко сформованих меж мікро окреможостей [5, 6].

Аналізуючи результати виконаних досліджень можна зробити наступні висновки.

1. Мікро фази зруйнованого вугілля, включаючи нано частинки, можуть утворюватися у породах та вугільному пласті при зміні напружено-деформованого стану в процесі розробки.

2. У вугільних пластах зони мікро фракцій вугілля є зонами нестабільності, в яких переважно відбувається перехід метану із зв'язаного стану у вільне при розвантаженні пласта. Ці мікро зони нестабільності по межах зерен кінцев кінцем роблять вплив на геомеханіческое поведінку вугілля в макро масштабі.

3. На викриво та ударо небезпечних пластах високодисперсне вугілля, що містить нано частинки, за об'ємом може складати десяту частину від загальної здобутої маси вугілля. Можливо, останній висновок з урахуванням високої проникаючої здатності мікро частинок підсилить усвідомлення великого значення мікро фракцій зруйнованого вугілля на розвиток професійних захворювань шахтних робочих.

Мінеральні нано частинки можуть утворюватися і в гірських породах, зокрема, в скельних масивах при їх руйнуванні в результаті критичної зміни напружено-деформованого стану. Прямих доказів цього висновку поки немає, оскільки спеціальні експериментальні досліджень в цьому напрямі виконані вельми небагато [8], а витрати на їх проведення як і їх трудомісткість суттєві. Проте, можна оцінити можливу частку і особливості утворення мікрочасток при руйнуванні порід в умовах квазістатичного стиснення на підставі екстраполяції відомих даних [4].

Експериментально встановлено, що при руйнуванні зразків породи різних типів область дроблення породи до дрібних фракцій локалізується в достатньо вузьких зонах, сумарний об'єм яких не перевищує декількох відсотків від об'єму зразків. В умовах нерівно компонентного стиснення зразків порід із зростанням величини головної компоненти найменшої стискуючої напруги вихід мікро фракцій знижується, а відносна частка субмікронних частинок в них зростає.

Якщо різниця значень головних компонент стискуючої напруги достатньо велика, так що руйнування породи супроводжується локальним розпушенням (дилатансією) і відносним збільшенням її об'єму при руйнуванні, то гранулометричний склад роздробленої породи описується логнормальним розподілом. Проведена оцінка параметрів такого розподілу частинок і екстраполяція результатів на область субмікронних частинок дозволила встановити, що масова частка мікрочасток, розміром < 1 мкм, зразків породи, що утворилися при руйнуванні, залежить від співвідношення найбільшою і найменшою компонент стискуючої напруги і не перевищує тисячної частки відсотка.

Уявлення про утворення мікро та нано фракцій породи при її руйнуванні доповнюють дані про особливості утворення і розподіли частинок дрібних фракцій породи в природних зонах інтенсивної пластичної деформації і руйнування порід - в катакластичних зонах тектонічних розломів.

Встановлено, що для зони роздроблених порід, що випробувала великі деформації в обмежених умовах, має місце статична залежність числа частинок від їх розміру. При переході з одного масштабного рівня на сусідній виявляється схожість в зміні кількості частинок. Ця особливість була покладена в основу розробки фрактальної моделі дезінтеграції частинок.

За допомогою моделі проведена кількісна оцінка можливої масової частки мікро частинок при руйнуванні гірського масиву при різних значеннях бічної стискуючої напруги. Встановлено, що масова частка мікро частинок в значній мірі залежить від фрактальної розмірності роздробленого матеріалу, яка, у свою чергу, залежить від схеми процесу дезінтеграції. Зокрема, для даних, приведених в роботі [4], фрактальна розмі-

рність дезінтегрованої в катакластичній зоні породи рівна 2,58, і частка високо дисперсних частинок розміром менш за 1 мкм складає приблизно 0,1%. Таким чином, дезінтеграція породи в обмежених умовах зумовлює вищу частку мікрочасток.

Також необхідно відзначити, що мікрочастки породи в зоні дроблення підкоряються як логнормальному розподілу (як встановлено в лабораторних дослідках із зразками), так і статечному розподілу (як впливає з аналізу даних натурних експериментів). Обидва розподіли відповідають масштабно незалежному процесу дроблення породи і можуть бути використані в оцінках екстраполяції можливої частки субмікронних і нано частинок, що утворюються в геомеханичних процесах при розробці корисних копалини. Мабуть, критерієм вибору прогнозного розподілу служать умови утруднення породи, зумовлююча наявність або відсутність ефекту дилатансії при деформації породи, що руйнується.

Особливість процесу видобутку корисних копалин полягає в тому, що внутрішні області руйнування масиву порід на тому або іншому етапі здобичі розкриваються, мікрочастки породи, що утворилися в умовах стиснення, розтягування або зрушення породи, виявляються вільними і можуть потрапляти в гірські вироблення або виникаючі метастабільні зони розшарування гірських порід, що утворюються під компетентними шарами.

Разом з тим найбільш інтенсивними джерелами регулярного утворення вільних мінеральних нано частинок при видобутку корисних копалин є процеси буріння і вибухового відбою.

Характерною особливістю процесу буріння шпурів і свердловин є те, що руйнування гірської породи відбувається за рахунок ударної дії, коли енергія в зону руйнування подається повторюваними з високою частотою (50 і більш за цикли в секунду) ударами з помірною одиничною енергією, а висока щільність потоку цієї енергії виникає із-за малої площі контакту леза бурового інструменту з гірською породою. Найінтенсивніше процес вторинного дроблення бурового шламу йде при застосуванні ударно-обертального і ударно-поворотного способів буріння.

Через малі розміри робочої зони і замкнутості об'єму, осколки гірських порід, відокремлені від масиву при первинній дії інструменту, піддаються інтенсивному і достатньо тривалому за часом вторинному руйнуванню. Тому гранулометричний склад бурової пилу характеризується підвищеним виходом мікро і нано частинок. Аналіз розподілу частинок за розміром показав, що він добре узгоджується з розподілом Розіна - Рамблера для частинок розміром більше 900 нм і з розподілом Колмогорова для частинок розміром менше 900 нм. Таким чином, ці розподіли можуть бути використані при обробці результатів буровибухових робіт з метою прогнозу кількості мікро та нано частинок. З метою оцінки можливої частки мікро частинок при деформації товщі порід були досліджені утворення мікро фракцій в зонах розшарування гірських порід під компетентними шарами [8].

Аналізувалася роздроблена порода при підробці масиву світою крутопадаючих вугільних пластів в районі головної антикліналі Донбасу. Методика комплексних досліджень приведена в роботах [5, 8]. Оцінка фракцій по великій проводилася для декількох видів розподілів (рівномірне, Гауса, Лоренця, Колмогорова). Порівняльний аналіз отриманих результатів показав, що при будь-якому розподілі в нано діапазон (менше 1 мкм) потрапляє до 15 – 20 % матеріалу, що руйнується в зоні розриву (розшарування) товщі порід, що складає 1,8 - 7,3 % у перерахунку на об'єм нормальної воронки викиду енергетично еквівалентного заряду.

Аналізуючи результати експериментальних досліджень, можна відмітити, що характеристики процесу деформації і утворення порожнин в скельних породах мають помітну аномалію по відношенню до пісковика і вапняку [6, 7]. Не дивлячись на практич-

но однакові механічні характеристики пісковика та граніту, лінійні розміри порожнини в останньому завжди на 12 – 15 % більше при майже полуторній відмінності в коефіцієнті варіації цього показника. Такі самі особливості характерні для гранулометричного складу гірської маси. Питомий об'єм фракції - 1 мм, в неї входить в 1,4 – 1,5 рази більше частинок nano діапазону при руйнуванні гранітів, чим при руйнуванні міцних пісковиків і практично відповідає показникам, отриманим для менш міцного вапняку.

Висновки. Отримані результати дозволяють висунути гіпотезу, що на даному рівні дезинтеграції порід визначальне значення мають не стільки їх інтегральні фізико-механічні властивості, скільки мінеральний склад і співвідношення розмірів і міцності зерен мінералів які утворюють породи.

В результаті вивчення закономірностей утворення мікро фракцій порід при деформації масиву можна зробити наступний висновок: при традиційній схемі розробки пластів корисних копалин частка мікро частинок може сягати декілька відсотків від зруйнованої породи, їх властивості більш нагадують рідину, ніж тверде тіло, що привносить свої особливості в процес деформації, пластичного руйнування і утворення систем тріщин. Утворення мікро частинок в процесах деформації масиву грає істотну роль в дослідженні природи і механізмів деформування масиву, а також флюїдодинаміки масиву

Проблема техногенних nano частинок знаходиться на початковій стадії накопичення інформації та визначення ієрархії наукових напрямів. На сучасному рівні наших знань в цій області пріоритетним є вирішення завдань геофізичної і геомеханічної спрямованості: вивчення умов техногенного утворення зон мікрочасток в масиві гірських порід; дослідження впливу цих зон на стійкість і інші властивості елементів масиву порід при проведенні і підтримці гірських вироблень, підземних і поверхневих техногенних і природних об'єктів; вивчення фільтраційних і сорбційних характеристик техногенних зон мікрочасток з метою управління рухом природних флюїдів.

Подальший розвиток наукових досліджень у вказаному напрямі може привести не тільки до вирішення масштабних еколого-технічних проблем, але і дати новий імпульс технологічному розвитку в області комплексного освоєння надр.

Библиографический список

1. Трубецкой К.Н. Экологические проблемы освоения недр при устойчивом развитии природы и общества / К.Н. Трубецкой, Ю.П.Галченко, Л.И.Бурцев. – М.: Научтехлитиздат, 2003.
2. Эттингер И.Л. Внезапные выбросы угля и газа и структура угля / И.Л. Эттингер. – М.: Недра, 1969.
3. Малышев Ю.Н. Фундаментально-прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов / Ю.Н.Малышев, К.Н.Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: Изд. Академии горных наук, 2000.
4. Sammis C. The Kinematics of Gouge Deformation / Sammis C., King G., Biegel R./ PAGEOPH. 1987. № 5.
5. Шамаев В.В. О природе формирования деформационных структур в массиве горных пород и их связи с аномальными геодинамическими явлениями / В.В. Шамаев, Н.А. Рязанцев // Физика и техника высоких давлений. – 1990 – Вып. № 34. – с. 46-55.
6. Шамаев В.В. Развитие концепции деформационных структур в проблеме контроля и прогноза состояния массива горных пород // В.В.Шамаев // Физика и техника высоких давлений. – К.: Наукова думка, 1992. – Т. 2 - № 1.- С. – 58-69.
7. Шамаев В.В. Некоторые особенности динамики формирования геометрических параметров полости выброса газа и горной массы / В.В.Шамаев, А.В.Шестопапов / Актуальные вопросы безопасности горных работ. – ИПКОН АН России – 1994 – С.72-81.
8. Шамаев В.В. Исследование деформационных полей в массиве горных пород при отработке месторождений полезных ископаемых в сложных геотехнических условиях Центрального района Донбасса / В.В. Шамаев. - М.: ИПКОН АН СССР, 1988, 44 с. (Препринт)
9. Ефремов Э.И. Проблема разрушения и дезинтеграции полиминеральных горных пород при различных видах нагружения / Э.И.Ефремов, В.Д.Петренко, И.Л.Кратковский / сб. докладов. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1974.

10. Нано и микрочастицы при наземном химическом взрыве [Адушкин В.В., Перник Л.М., Попель С.И. и др.] сб. трудов Четвёртой международной научной конференции Физические проблемы разрушения горных. – М.: ИПКОН РАН, 2005.

Надійшла до редколегії 15.02.2010

Статья продолжает цикл работ посвященных исследованию природы и закономерностей деформационных процессов в массиве горных пород, в частности, исследованию влияния микро и нано частиц на природу газодинамических, геодинамических и геомеханических явлений. Приведены результаты теоретических и лабораторных исследований в которых научно обоснована природа и механизм образования микро и нано частиц при формировании эпицентров геодинамических, газодинамических и геомеханических явлений. Решена актуальная научно прикладная проблема создания геомеханических основ учета влияния зон образования микро и нано частиц на устойчивость и другие свойства элементов массива пород при проведении и поддержании горных выработок, охраняемых подземных и поверхностных техногенных и природных объектов

Ключевые слова: микрочастицы, деформации, массив горных пород, сдвижения, деформационные процессы

The article continues the cycle of works devoted research of nature and conformities to the law of deformation processes in the array of mountain breeds, in particular, to research of influence micro and nano particles on nature of the gasodinamical, geodinamical and geomechanical phenomena's. The results of theoretical and laboratory researches are resulted in which nature and mechanism of education is scientifically grounded micro and nano particles at forming epicenter gasodinamical, geodinamical and geomechanical phenomena's. Actuality is decided scientifically the applied problem of creation of geotechnical bases of account of influence of areas of education micro and nano particles on stability and other properties of array of breeds cells during a leadthrough and maintenance of the mountain making, guarded underground and superficial technogenic and natural objects.

Keywords: microparticles, deformations, array of mountain breeds, moving, deformation processes

УДК 622.83

Ю.Ф. КРЕНИДА (д-р техн.наук, проф., ДонНТУ)
Д. Б. ЧУГАНСКИЙ (магистрант, ДонНТУ)

НЕУЧТЕННЫЕ ГОРИЗОНТАЛЬНЫЕ ДЕФОРМАЦИИ В ОСНОВАНИИ ЗДАНИЙ

Неучтенные ранее горизонтальные деформации растяжения, возникающие в начале активной стадии процесса сдвижения и направленные вкрест простирания существенно влияют на формирование врезания стен зданий.

Ключевые слова: несущие конструкции, горизонтальные деформации, наблюдательные станции

При подработке застроенных территорий принципы назначения мер защиты зданий и сооружений от вредного влияния горных выработок существенно зависят от характера деформирования основания [1]. Растяжения и сжатия основания по-разному влияют на работу основных несущих конструкций, стен и фундаментов. Заметной особенностью работы подрабатываемых конструкций является врезание здания в деформирующееся основание. Врезаясь в искривляющееся основание, здание конечной жесткости уменьшает кривизну фундаментов, чем снижает, развивающиеся в конструкциях дополнительные усилия, связанные с кривизной основания и, как следствие, уменьшает величину повреждений конструкций [2].

Факторный анализ показал, что преобладающее влияние на величину врезания оказывают растяжения основания ($+ \varepsilon$), которые с надежностью 99% дают более 67% совокупного влияния факторов [3], а кривизна и наклоны (K, l) с надежностью 95% дают 31% этого влияния. В соответствии с этим зависимость врезания от указан-

ных деформаций (с общим коэффициентом корреляции 0,71) выражается следующей эмпирической зависимостью

$$\delta_{\kappa, l, \varepsilon} = 4,4 + 0,96 / \kappa / + 0,55 / l / + 4,47 \varepsilon \quad (1)$$

Врезание крупнопанельных зданий серий 1-464 и 1-480 можно рассчитывать по формуле [3]

$$\delta_{\text{круп}} = H(\varepsilon_B + \varepsilon_{II}) \quad (2)$$

где ε_B и ε_{II} - растяжения основания соответственно вкрест и по простиранию мульды сдвига, H - глубина зоны взаимодействия деформирующихся основания и здания, которая совпадает с глубиной зоны активно влияющей на осадку здания.

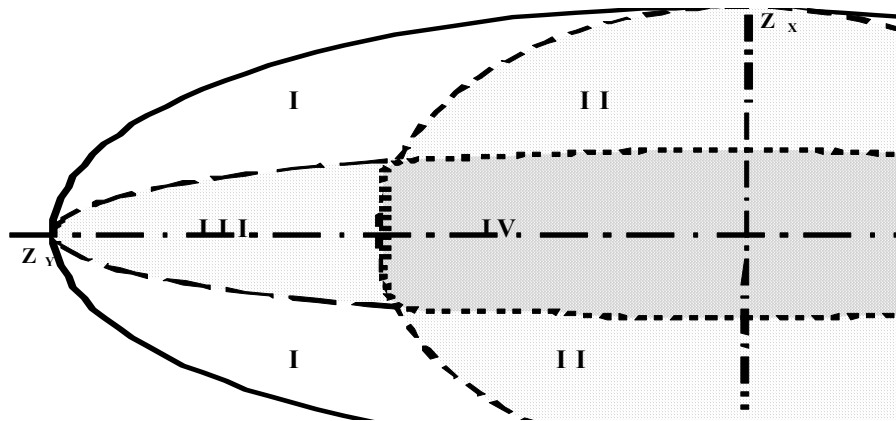


Рис. 1 Положение зон сжатия вкрест и по простиранию в полумульде сдвига
ZX, ZY – главные сечения соответственно вкрест и по простиранию

По измерению врезания подрабатываемых штампов установлена зависимость

$$d(\text{мм}) = 3,6(\varepsilon_B + \varepsilon_{II}) \times 10^{-3} - 0,6 \quad (3)$$

Можно полагать, что коэффициент перед скобкой в (3) является показателем глубины зоны взаимодействия деформирующихся основания и штампа.

Причиной такой зависимости врезания от растяжения основания является резкое снижение давления грунта на боковые грани фундаментов и в соответствии с этим увеличение давления на грунт под подошвой фундамента, которое уменьшает кривизну стен. Разрыхление при растяжении грунта основания под подошвой фундамента уменьшение его несущей способности также имеет место в процессе врезания здания в деформирующееся основание.

Таблица 1

Горизонтальные деформации земной поверхности в мульде сдвижения

Участки мульды сдвижения	Сочетание деформаций основания
I	$(+\varepsilon_B)+(+\varepsilon_{II})$
II	$(+\varepsilon_B)+(-\varepsilon_{II})$
III	$(-\varepsilon_B)+(+\varepsilon_{II})$
IV	$(-\varepsilon_B)+(-\varepsilon_{II})$

Растяжения основания в разных частях мульды сдвижения происходит по-разному. На рисунке 1 в соответствии с «Правилами підробки...» [1] представлены участки зон сжатия и растяжения по главным сечениям мульды сдвижения, которые возникают после окончания процесса сдвижения. В таблице 1 представлены сочетания растяжений и сжатий на разных частях мульды сдвижения при ее подвигании, а в таблице 2 и рисунке 2 представлено развитие деформаций основания в течение активной стадии процесса сдвижения. Из таблицы 1 следует, что только на участках I имеет место растяжения в обоих направлениях, вкрест и по простиранию. При таком развитии растяжений основания уже в начальную стадию процесса сдвижения ($0 \times T_A$) врезание достигает 65% максимальной величины (рис. 2, табл. 2).

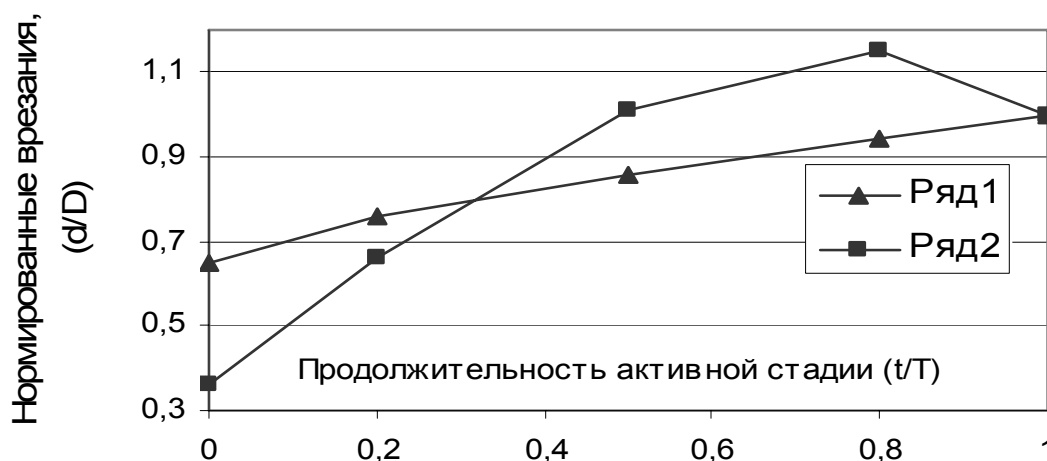


Рис. 2. Характер врезаний здания: ряд 1 - зона растяжения, ряд 2 зона сжатия

На участках III, где в начальную стадию ($0 \times T_A$) растяжения сочетаются со сжатиями, врезание составляет 36% максимума, несмотря на то, что в этот момент деформации растяжения основания по простиранию достигают уже 69% максимальной величины [4]. Столь незначительное влияние растяжения основания на врезание объяснялось началом развития сжатий вкрест простирания, которое не способствует врезанию. Наличие в этот момент растяжения вкрест простирания горных выработок величиной 23% (табл. 2) принималось за погрешность наблюдений и прогнозов.

В соответствии с этим характером деформирования основания врезание фундаментов здания на участках I, II и III, IV должно иметь разные величины. При этом следовало бы ожидать большего врезания на участках I, II, где превалирует растяжения основания. Однако такого не наблюдается непосредственно по величинам врезания.

Это наглядно зафиксировано при подработке 9-ти этажного здания серии 1-464-20И шахтой Ново-Игнатьевская. При первичной подработке здание оказалось в зоне растяжения мульды сдвижения (участки I, II). Максимальное врезание его стен в конце

подроботки составляло в разных точках от 3,0 до 10,0 мм. При вторичной подроботке в, когда здание оказалось на участке III врезание составило 20,5 мм, затем снизилось до 1,8 мм (участок IV). На участках III,IV, где ожидалось меньшее врезание, оно оказалось в два раза больше, нежели в зоне растяжения (участки I, II).

Таблица 2

Изменение врезания и деформаций основания в течение активной стадии процесса сдвижения, определенных по результатам наблюдений

Зона мульды сдвижения	Время подроботки (Т)	Врезание в долях конечной величины	Деформации земной поверхности в главных сечениях мульды сдвижения долей конечной величины			
			Вкрест простирания (участок I-II)		По простиранию (участок III)	
			Кривизна	Горизонт. деформации	Кривизна	Горизонт. деформации
Растяжения (участки I, II)	0×Т	0,65	0,17	0,26	0,50	0,69
	0,2×Т	0,76	0,30	0,28	1,00	0,99
	0,5×Т	0,86	0,57	0,60	0,53	0,11
	0,8×Т	0,94	0,82	0,84	-0,70	-0,88
	1,0×Т	1,00	1,00	1,00	-0,17	-0,53
			Вкрест простирания (участок IV)		По простиранию (участок IV)	
			Кривизна	Горизонт. деформации	Кривизна	Горизонт. деформации
Сжатия (участки III IV)	0×Т	0,36	-0,16	+0,23	0,50	0,69
	0,2×Т	0,66	-0,30	-0,22	1,00	0,99
	0,5×Т	1,01	-0,79	-0,81	0,53	1,11
	0,8×Т	1,15	-0,91	-0,85	-0,70	-0,88
	1,0×Т	1,00	-1,00	-1,00	-0,17	-0,53

Эта подсказка позволила, дополнительно и направлено изучить характер деформирования мульды сдвижения в начальную стадию процесса сдвижения. Для этого был выполнен анализ результатов измерений горизонтальных деформаций земной поверхности на площадной наблюдательной станции, расположенной на поле шахты «Родинская №1», комбината «Красноармейскуголь» [5].

Станция была заложена в начале 1962 году (бывшим Украинским филиалом ВНИМИ, бывшего Минуглепрома СССР). Площадная наблюдательная станция (300 реперов на площади 400×300м) подроботывалась пластом К₅ мощностью 1,09м на глубине 218 м со средней длиной очистного забоя 150м, средний коэффициент подроботанности составил 0,68

$$n = D/H = 150/218 = 0,69 \quad (4)$$

Коэффициент подроботанности, вычисленный по длине разрезной печи составил

$$n = D_{рп}/H = 115/218 = 0,53 \quad (5)$$

Анализ горно-геологических условий позволил установить следующие две существенные особенности зоны влияния на земную поверхность рассматриваемой очистной выработки:

Под площадкой наблюдательной станции очистная выработка отходила непосредственно от разрезной печи.

Точка максимального оседания непосредственно над разрезной печью смещена в сторону восстания (табл. 3).

Таблица 3

Соотношение полумульд в зоне влияния

Места определения размеров полумульд	Максимальное оседание (мм)	Размеры полумульд		(Н _В / Н _П)
		Восстание (Н _В)	Падение (Н _П)	
Главное сечение	634	150	160	0,94
Сечение по линии «З»	361	120	150	0,80
Сечение по линии «И»	180	110	140	0,76
Сечение по линии «К»	80	90	130	0,69
Сечение по линии «Л»	35	50	120	0,42

Из последнего следует, что полумульда по падению пласта практически перекрывает всю среднюю часть зоны влияния. В соответствии с «Правилами підробки...» [1] с этой частью мульды сдвижения связаны растяжения земной поверхности. Это нашло отражение в распределении деформаций земной поверхности на площадной станции.

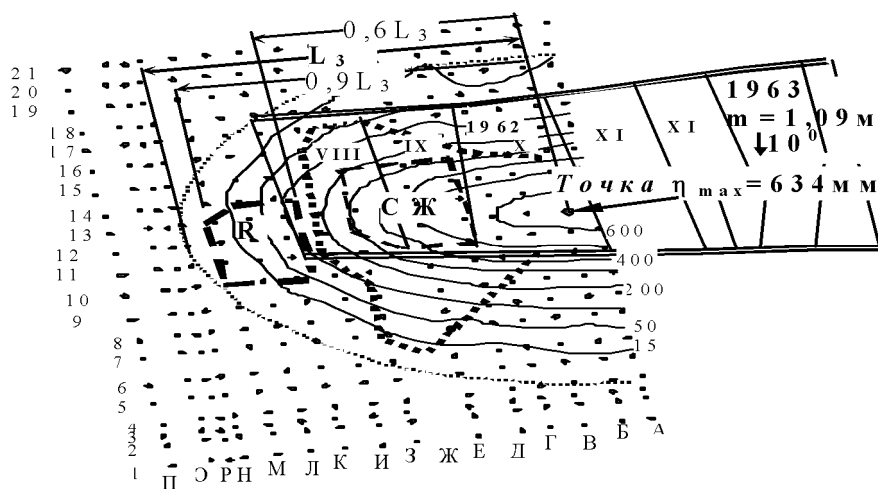


Рис. 3. Зоны сжатия и растяжения вкrest простирания мульды сдвижения, наблюдаемые на поле шахты «Родинская №1»

- Граница между сжатиями и растяжениями. R, СЖ - зоны растяжения и сжатия
 - — Границы зон сжатия и растяжения более 0,5 мм/м вкrest простирания
- 16, 17, а также А, Б и т.д. – обозначения линий реперов

Результаты наблюдений позволили установить, что до начала формирования сжатий вкrest простирания при $0,1 \times T_A$ активной стадии на месте будущей зоны сжатия вкrest простирания мульды сдвижения возникают незначительные растяжения, превышающие точность измерений. Распределение их вкrest простирания можно проследить на графиках рисунка 3 по линиям реперов «К» и «Л» (рис. 4).

Из графиков рисунка 4 следует, что при оседаниях 30-50 мм в будущей зоне сжатия вкрест простирания мульды сдвижения развиваются растяжения также вкрест простирания,

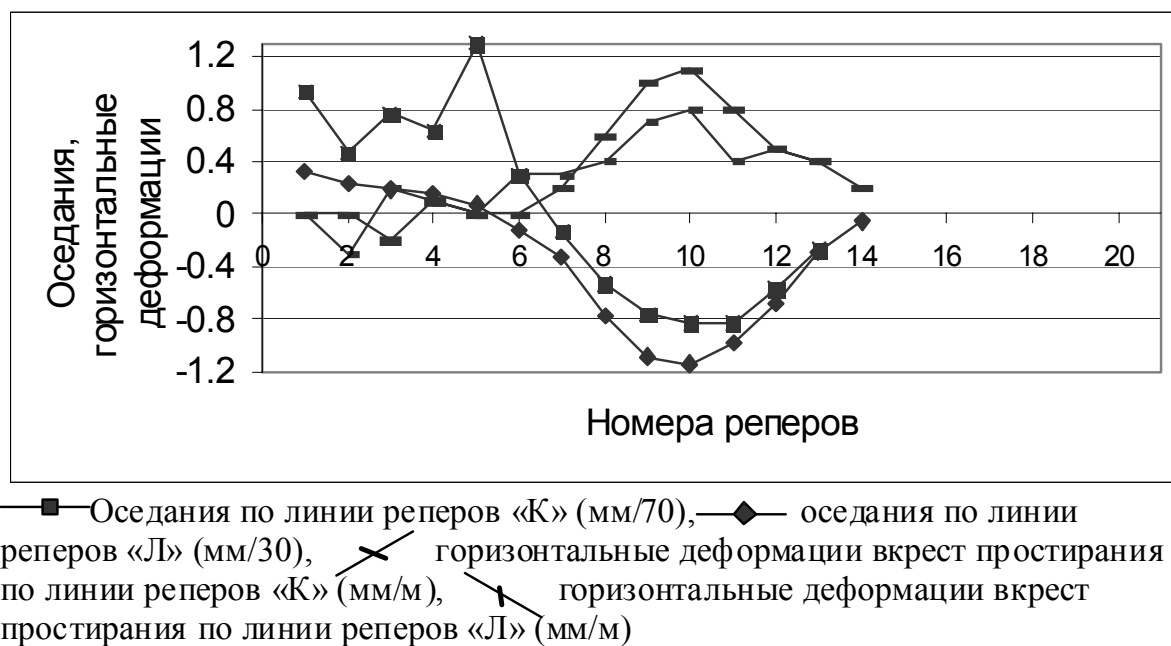


Рис. 4. Оседания и горизонтальные деформации по линиям реперов «К» и «Л» (рис. 3)

составляющие 0,50-0,90 мм/м. В этом же месте растяжения по простиранию достигают только ~50% максимальных значений. В этой зоне развивается двухстороннее растяжение грунтового основания.

Двухстороннее растяжение участвует в начальных фазах формирования врезания зданий в зоне сжатия вкрест простирания, которое достигает в начальный период подработки 36% максимальной величины (табл. 2).

Подобное деформирование было отмечено и на других наблюдательных станциях [3], где в момент $0,1 \times T_A$ были зафиксированы растяжения вкрест простирания, которые составили 23% от максимальных сжатий вкрест простирания (см. табл. 2). Однако эти величины до настоящего времени не были осмыслены, поскольку рассматривались как погрешности измерений горизонтальных деформаций.

Таким образом, неучтенные ранее горизонтальные деформации растяжения, возникающие в начале активной стадии процесса сдвижения и направленные вкрест простирания, хотя и имеют незначительные величины, но существенно влияют на формирование врезания стен зданий. Наличие растяжений или сжатий основания обуславливает принципы назначения мер защиты подрабатываемых объектов, поскольку определяют характер развития дополнительных усилий, что обуславливает характер деформирования конструкций подрабатываемых объектов, а также формирование их повреждений.

Библиографический список

1. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом: ГСТУ 101.001.00159226.001-2003. –Київ, 2003. С.128.
2. Поклад Г.Г. Исследование взаимосвязи деформаций земной поверхности и крупнопанельных зданий над горными выработками Карагандинского бассейна: дис. на соиск. учен. степ. канд. техн. наук. - г. Караганда, 1969. - 140 с.

3. Кренида Ю.Ф. Врезание фундаментов в основание при подработке / Ю.Ф.Кренида // Проблемы внедрения новой техники и технологии в топографо-геодезическое производство. –М.: Всесоюзное астрономо-геодезическое общество СССР, 1990.

4. Кренида Ю.Ф. Врезание крупнопанельных зданий при подработке / Ю.Ф. Кренида // Горное давление сдвигание горных пород и методика маркшейдерских работ. – Л., ВНИМИ, 1968, – №69.

5. Медянец А.Н. Распределение сдвижений и деформаций земной поверхности по площади мульды сдвижения вне ее главных сечений / А.Н. Медянец, Л.П. Чепенко // Горное давление сдвигание горных пород и методы маркшейдерских работ - 1965. – №55. – С 54-66.

Надійшла до редколегії 14.12.2009

Невраховані раніше горизонтальні деформації розтягування, що виникають на початку активної стадії процесу зсуювання і спрямовані хрестом простягання істотно впливають на формування врізання стін будівель.

Ключові слова: несучі конструкції, горизонтальні деформації, наглядові станції

Unaccounted previously horizontal tensile strains arising in the early active stage of the process of displacement and directed across the strike of a significant influence on the formation of incision walls of buildings.

Keywords: structural engineering, horizontal deformation monitoring station

УДК 622.002.56-52

С. К. МЕЩАНИНОВ (д-р техн.наук, ст.науч. сотр., НГУ)

С. В. БОРЩЕВСКИЙ (д-р техн.наук, проф., ДонНТУ)

В. В. ГОНЧАРЕНКО (студ., ДонНТУ)

К ВОПРОСУ О ВЛИЯНИИ ДЕГАЗАЦИИ НА ГАЗОВЫЙ РЕЖИМ РАБОЧЕГО ПРОСТРАНСТВА ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

В статье рассмотрены современные способы дегазации горных массивов. Исследована эффективность дегазации в условиях шахты «Западно-Донбасская» объединения «Павлоградуголь» с учетом горно-технологических условий ее выемочного участка.

Ключевые слова: дегазация, метановыделение, очистной забой, смежные пласты

Введение. Современные способы дегазации горных массивов делятся на три группы: дегазация вмещающих пород и угольных пластов в зонах, не подверженных разгрузке от горного давления; дегазация вмещающих пород и смежных угольных пластов с использованием эффекта разгрузки от горного давления и дегазация выработанных пространств [1].

Способы дегазации первой группы применяются на пластах с достаточно высокой природной газопроницаемостью и подвергшихся гидрорасчленению, гидроразрыву и другим физико-химическим способам повышения газоотдачи пластов. По данным ряда исследователей, газообильность выработок в результате заблаговременной дегазации снижается на 20 – 40% [2,3].

Ввиду не достаточно высокого коэффициента эффективности методов первой группы, наибольшее распространение получил способ дегазации горных массивов с разгрузкой его от горного давления. В результате разгрузки повышаются фильтрационные свойства подрабатываемых и надрабатываемых газоносных массивов. Сущность данного способа состоит в удалении метана из под- и надрабатываемых пластов скважинами, пробуренными в разгруженные пласты-спутники, а также с помощью газосборных выработок и каналов. Данный способ позволяет удалять до 30 – 50% метана, а некоторые его варианты до 60% и более. Основным фактором, сдерживающим применение данного способа дегазации является недостаточная изученность фильтрационных свойств массивов в зонах влияния горных работ.

По данным работы [1], увеличение газообильности шахт требует увеличения подаваемого в шахту воздуха, что сопровождается ростом мощности вентиляторных установок и сечения выработок. При значительных газовыделениях, затраты на дегазацию составляют до 10% в себестоимости добычи угля, при этом прирост добычи угля за счет снижения ограничения по газовому фактору составляет 20 – 50%. Утилизация метана, содержащегося в вентиляторных

потоках и системах дегазации призвана несколько улучшить положение. Фактическое состояние этого вопроса показывает, что при утилизации до 20% объема метана из систем дегазации обеспечивается экономия до 0,3% добываемого шахтой угля. С учетом затрат на реализацию технологии утилизации метана даже при максимально достигнутом объеме его использования (20%) в целом, утилизация метана для горного предприятия невыгодна. Это, наряду с ограниченными возможностями вентиляции, определяет необходимость принципиально иного подхода к решению проблемы управления газовыделением.

Постановка задачи. Дегазация выработанных пространств является наиболее эффективным средством снижения газообильности выработок при разработке тонких и средней мощности угольных пластов, пластов мощных путем отвода газа из выработанных пространств за пределы участка с помощью газоотсасывающих устройств [2, 4].

В настоящее время известно более десяти схем дегазации выработанных пространств, среди которых наименее эффективными являются схемы дегазации скважинами, пробуренными над куполами обрушения пород из вентиляционного штрека без изоляции зон обрушения, когда удастся получить коэффициент эффективности дегазации 0,25 – 0,4. Более предпочтительными являются схемы дегазации скважинами, пробуренными над выработанным пространством из специально проведенной в кровле разрабатываемого пласта выработки, когда удастся достичь величин коэффициента эффективности дегазации $k_{э.дег} = 0,5 – 0,6$.

Таким образом, **целью настоящей работы** является исследование эффективности дегазации в условиях конкретной угольной шахты с учетом горно-технологических условий ее выемочного участка.

Основная часть. В условиях существования старых выработанных пространств получили распространение схемы дегазации скважинами, пробуренными с поверхности, из поддерживаемых горных выработок и отрогками дегазационного газопровода, подключенного к выработанному пространству. Данные схемы позволяют повысить значение коэффициента эффективности дегазации до $k_{э.дег} = 0,6 – 0,7$.

Управление газовыделением горнотехническими средствами осуществляется за счет изменения порядка отработки угольных пластов в свите, элементов системы разработки, перераспределением горного давления и т. д. Порядок отработки имеет особенно важную роль, в случае сближенных пластов. В первую очередь отрабатывается пласт с наименьшим газовыделением, что обеспечивает высокие темпы подготовки пласта и последующую разгрузку смежных пластов от горного давления, и их дегазацию.

С применением высокопроизводительной добычной техники все более важное значение приобретает влияние скорости подвигания очистного забоя (ОЗ) на газовый баланс добычного участка. С увеличением скорости подвигания забоя происходит увеличение газовыделения из разрабатываемого пласта и снижение газовыделения из спутников и вмещающих пород. Особенно остро эта проблема встает при разработке мощных пологих пластов механизированными комплексами, обеспечивающими темпы подвигания лавы до 100 м/мес [4].

По данным работы [1], при совместном применении дегазации и отвода (или отсоса) метановоздушной смеси из выработанного пространства, представляется возможным не только снизить газообильность участка до требуемого уровня, но и предотвратить скопление метана на сопряжении лавы с вентиляционным штреком. Эффективность дегазации при этом обеспечивается на уровне 70 – 85%.

Опыт отработки газонасыщенных угольных пластов показывает, что предварительные локальные дегазационные мероприятия по извлечению метана из пласта впереди лавы из подготовительных выработок малоэффективны. Кроме того, при аварийной ситуации, такие мероприятия часто оказываются экономически нецелесообразными. Наиболее рациональным в этом случае представляется эксплуатация системы вентиляции по текущему состоянию газовой ситуации, контроль которого может обеспечить локальная подсистема контроля газового состояния.

По данным работы [1], применение современных механизированных комплексов с повышенной энерговооруженностью, несущей способностью и технической производительностью до 6000 т/сут на пологих высокогазоносных пластах обеспечивает фактические нагрузки

1200 – 1500 т/сут. Доля ограничения производительности оборудования по газовому фактору в действующих лавах составляет 13 – 15%, а при нагрузках 3000 т/сут достигает 35%.

Основное условие применения дегазации можно записать в следующем виде [5]:

$$q \triangleright 10Q', \quad (1)$$

где q – относительное содержание метана в угле; Q – количество воздуха, подаваемое для проветривания выемочного участка, м³/мин; $Q' = \frac{Q}{A}$ – удельный расход воздуха по участку на 1 т добычи, м³/мин; A – количество добываемого угля, т/сут.

Дегазация на выемочном участке обязательна при превышении на порядок его относительной метанообильности над удельным расходом воздуха.

При прямоточной вентиляции выемочного участка дегазация разрабатываемого пласта со снижением метанообильности на 40 %, позволяет увеличить нагрузку на лаву, а следовательно, и число шахтопластов, на которых возможна производительность лав в диапазоне 2000 ... 3000 т/сут, с 16 до 27 или почти на 70 % [6].

Проведенные в [1] исследования показывают, что наиболее эффективной для снижения концентрации газа на вентиляционных штреках у лав является схема дегазации через поддерживаемые выработки, а для использования газа в промышленных целях более эффективной является схема дегазации через неподдерживаемые выработки. Может быть использован коэффициент неравномерности расхода газа, удаляемого дегазационными скважинами по длине выемочного поля:

$$k_n = \frac{I_{\max}}{I}, \quad (2)$$

где I_{\max} , I – соответственно максимальный и средний расход газа, удаляемого скважинами, м³/мин.

Для контроля и регулирования каптажа метана в подземных условиях между скважиной и газосборным трубопроводом, а также на центральном газопроводе устанавливаются регулирующие и измерительные устройства. Регулировка вакуума, достаточного для скважины, как правило, осуществляется с помощью запорного клапана с подключенным пунктом измерений. Таким путем осуществляется контроль работы каждой отдельной скважины и производится согласование заданного уровня разрежения (вакуума) с характером газовыделения из каждой скважины. Последующие пункты измерений устанавливаются на газосборных трубопроводах (на штреках) и в стратегически важных местах центральных газопроводов. Помимо этого устанавливаются стационарные измерительные приборы с возможностью передачи результатов измерений для контроля на диспетчерском пункте шахты, что обеспечивает непрерывную и экономичную эксплуатацию скважин для каптажа метана.

Контроль каптажа метана включает в себя контроль следующих параметров:

- концентрации газа;
- объемного расхода в потоке;
- разрежения (вакуума).

Коэффициент дегазации, при котором обеспечиваются нормальные по фактору метановыделения условия, определяется по формуле [7]:

$$k_{\text{дег.уч.}} = 1 - \frac{J_g}{J_{\text{уч.}} k_n}, \quad (3)$$

где J_g – метановыделение в выработку, допустимое по фактору вентиляции без дегазации источников метановыделения, м³/мин; $J_g = 0,01Q(C - C_0)$; $J_{\text{уч.}}$ – метановыделение на выемочном участке; C – допустимая концентрация метана в вентиляционной струе, %; C_0 – концентрация

метана в поступающей вентиляционной струе, % ($C_0 = 0$); k_n – коэффициент неравномерности газовыделения.

В первую очередь, следует дегазировать тот источник метановыделения, долевое участие которого в общем газовом балансе участка наибольшее. Как правило, это:

- выработанное пространство;
- разрабатываемый пласт.

Зависимость между относительным содержанием метана в угле и временем дегазации для всех исследуемых фракций [8]:

$$q = 1 - at^b, \quad (4)$$

где a и b – коэффициенты, величина которых зависит от крупности угля; t – время дегазации отбитого угля, мин.

Рассмотрим эффективность дегазации на примере 1017 лавы шахты «Западно-Донбасская» объединения «Павлоградуголь». Для условий 1017 лавы шахты «Западно-Донбасская» приняты следующие условия дегазации. Дегазация ведется из поддерживаемых горных выработок скважинами. 1017 лава начала отрабатываться с декабря 2004 г. За этот период в декабре 2004 г. – январе 2005 г. в работе было 2 скважины над монтажной камерой и 2 – впереди лавы. С конца января 2005 г. в работе было 2 скважины над монтажной камерой, 1 – впереди лавы и по 2 – м скважинам велась дегазация из выработанного пространства. В феврале 2005 г. в работе было 2 скважины над монтажной камерой, 1 – впереди лавы и по 5 – ти скважинам велась дегазация из выработанного пространства.

Все время существования 1017 лавы проводился непрерывный контроль следующих параметров: расхода воздуха на выемочном участке $Q_{\text{уч.}}$, м³/мин; суммарного абсолютного метановыделения по вентиляции и дегазации $I_{\text{общ.}}$, м³/мин; абсолютного метановыделения по вентиляции $I_{\text{вент.}}$, м³/мин; абсолютного метановыделения по дегазации $I_{\text{дег.}}$, м³/мин.

Полученные экспериментальные данные в виде графических зависимостей представлены на рис. 1 – 5.

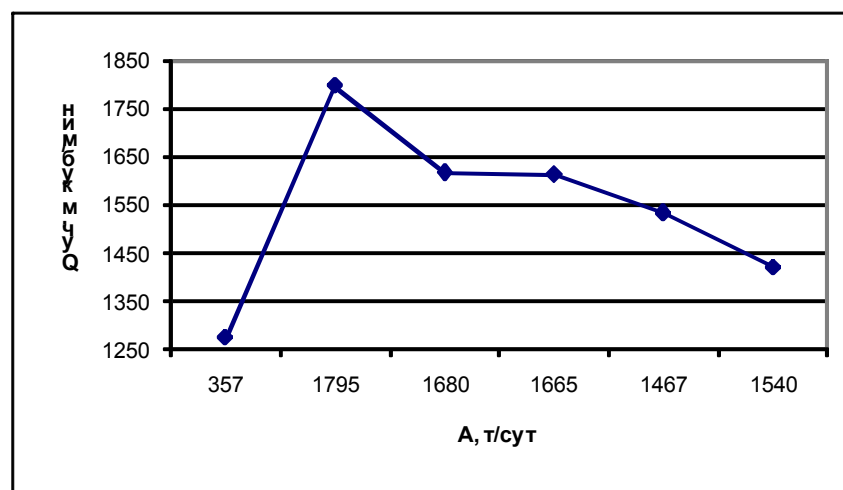


Рис. 1. Зависимость расхода воздуха на выемочном участке от среднесуточной нагрузки на ОЗ

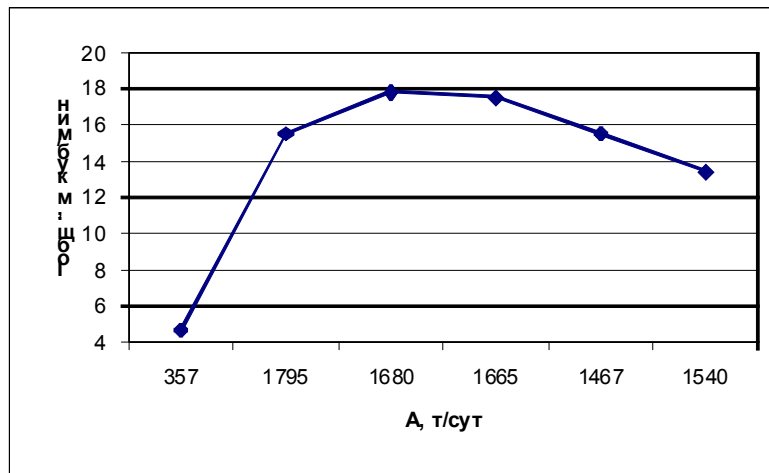


Рис. 2. Зависимость суммарного относительного метановыделения от среднесуточной нагрузки на ОЗ

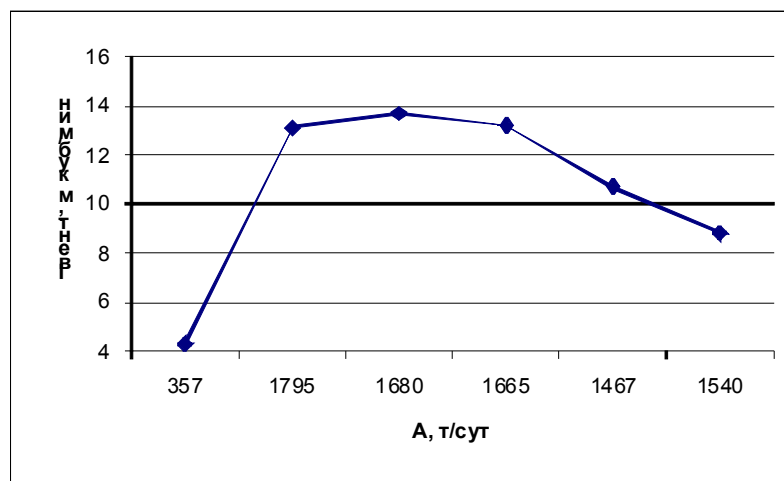


Рис. 3. Зависимость абсолютного метановыделения по вентиляции от среднесуточной нагрузки на ОЗ

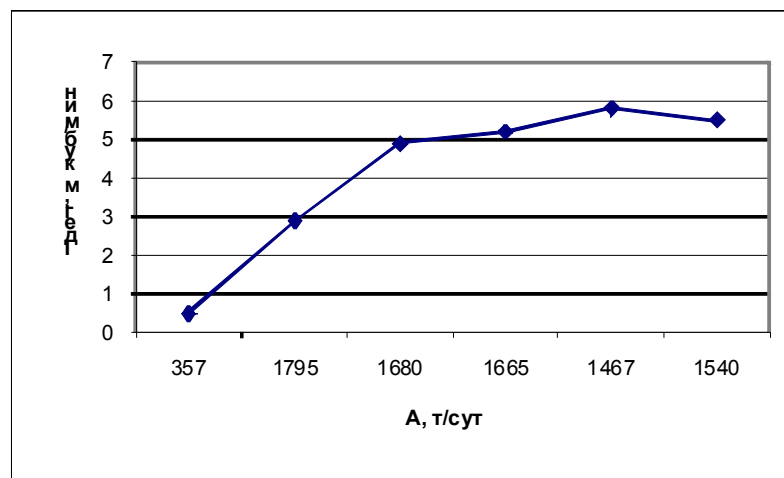


Рис. 4. Зависимость абсолютного метановыделения по дегазации от среднесуточной нагрузки на ОЗ

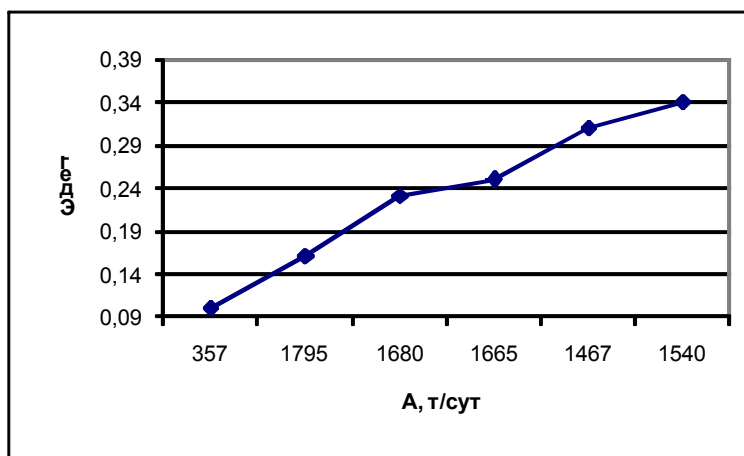


Рис. 5. Зависимость эффективности дегазации от среднесуточной нагрузки на ОЗ

Как видно из представленных рисунков, зависимости расхода воздуха на выемочном участке (рис. 1), суммарного относительного метановыделения (рис. 2), абсолютного метановыделения по вентиляции (рис. 3) от среднесуточной нагрузки на ОЗ имеют вид параболы с максимумом при величине среднесуточной нагрузки на ОЗ 1600 – 1700 т/сут.

На основании полученных экспериментальных зависимостей (рис. 1 - рис. 3), можно сделать вывод о том, что с точки зрения эффективности работы системы проветривания, эксплуатация ОЗ для условий шахты «Западно-Донбасская» в диапазоне нагрузок 1600 – 1700 т/сут, является наименее эффективной. Так как работа ОЗ предполагает стабильно высокие нагрузки на ОЗ, то целесообразно ее обрабатывать с нагрузкой на ОЗ больше 1700 т/сут, что с экономической точки зрения (рентабельность, окупаемость и т. п.) также более приемлема.

Кривая, представленная на рис. 4 может быть аппроксимирована аналитическим выражением вида:

$$I_{\text{дег.}} = I_0 - \exp(C - Ak), \quad (5)$$

где I_0 – начальный уровень метановыделения (без дегазации); C – постоянная, характеризующая горнотехнические особенности обрабатываемой лавы; A – среднесуточная нагрузка на ОЗ, т/сут; k – коэффициент, характеризующий крутизну зависимости.

Зависимость эффективности дегазации от среднесуточной нагрузки на ОЗ (рис. 5) имеет квазилинейный характер. Ее подробный анализ, по нашему мнению, не представляет большого интереса, и поэтому здесь не приводится.

В заключение можно сделать вывод о том, что такие параметры, как расход воздуха на выемочном участке $Q_{\text{уч.}}$; суммарное абсолютное метановыделение по вентиляции и дегазации $I_{\text{общ.}}$; абсолютное метановыделение по вентиляции $I_{\text{вент.}}$; абсолютное метановыделение по дегазации $I_{\text{дег.}}$, являются характеристиками надежности и безопасности ведения работ в ОЗ по газовому фактору, и должен обеспечиваться их непрерывный контроль.

На основе проведенных исследований были сделаны следующие выводы

1. Абсолютное метановыделение по дегазации при отработке лавы находится в экспоненциальной зависимости от среднесуточной нагрузки на ОЗ, которая описывается уравнением вида:

$$I_{\text{дег.}} = I_0 - \exp(C - Ak), \quad (6)$$

где I_0 – начальный уровень метановыделения (без дегазации); C – постоянная, характеризующая горнотехнические особенности обрабатываемой лавы; A – среднесуточная нагрузка на ОЗ; k – коэффициент, характеризующий крутизну зависимости.

2. Эксплуатация ОЗ для условий шахты «Западно-Донбасская» в диапазоне нагрузок 1600 – 1700 т/сут, является наименее эффективной. Так как работа ОЗ предполагает стабильно высокие

нагрузки на ОЗ, то целесообразно ее обрабатывать с нагрузкой на ОЗ больше 1700 т/сут, что с экономической точки зрения (рентабельность, окупаемость и т. п.) также более приемлема.

Библиографический список

1. Мазикин В. П. Методология и опыт управления газовыделением на шахтах в условиях технического и технологического перевооружения / В. П. Мазикин. – М.: Изд-во МГГУ. – 102 с.
2. Управление газовыделением в угольных шахтах при ведении очистных работ / [И. В. Сергеев, В. С. Забурдяев, А. Т. Айруни и др.]. – М.: Недра, 1992. – 256 с.
3. Забурдяев В. С. Дегазация пластов на глубоких горизонтах шахт / В. С. Забурдяев, Б. Е. Рудаков // Уголь Украины. – 1984. – № 4. – С. 25 – 26.
4. Шевченко Л. А. Управление метановыделением при разработке мощных угольных пластов Кузбасса / Л. А. Шевченко. – Кемерово, 1988. – 160 с.
5. Андреев М. М. Критерии применения дегазации по способу и параметрам / М. М. Андреев // Уголь Украины. – 2000. – № 8. – С. 46 – 49.
6. Устинов Н. И. Возможные нагрузки на очистной забой по газовому фактору при разработке газоносных пластов / Н. И. Устинов // Горные машины и автоматика. – 2002. – № 7. – С. 25 – 29.
7. Руководство по дегазации угольных шахт. – М.: Недра, 1975. – 189 с.
8. Кузьмин Д. В. Определение остаточной метаносности добытого угля / Д. В. Кузьмин, В. И. Михайлов, Н. А. Силаев // Безопасность труда в угольных шахтах: Труды МакНИИ. – М.: Недра, 1972. – С. 3 – 12.

Надійшла до редколегії 25.11.2009

У статті розглянуто сучасні способи дегазації гірських масивів. Досліджено ефективність дегазації в умовах шахти «Західно-Донбаська» об'єднання «Павлоградвугілля» з урахуванням гірничотехнологічних умов її виїмкової ділянки.

Ключові слова: дегазація, метановиділення, очисний забій, суміжні пласти

The article deals with modern methods of decontamination mountains. We study the effectiveness of decontamination in the mine "West Donbass" association "Pavlogradugol based mining and technological conditions of its cutter plot.

Key words: degasification, methane release, sewage shaft, adjacent layers

М.А.ИЛЬЯШОВ (д-р техн.наук, ЗАО «Донецксталь»)

А.А.ЯЙЦОВ (инж., ЗАО «Донецксталь»)

В.В.НАЗИМКО (д-р техн.наук, ДонНТУ)

Л.Н.ЗАХАРОВА (инж., ДонНТУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВАРИАЦИИ ТЕМПОВ ДОБЫЧИ УГЛЯ ИЗ ДЛИННЫХ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ

Показано, что темпы добычи угля из длинных очистных забоев, отрабатывающих выемочные столбы обратным ходом являются случайной стационарной функцией времени, разброс которой не превышает 36% при условии работы лав без серьезных аварий. Коэффициент автокорреляции случайной функции месячной добычи из очистных забоев от временного лага хорошо аппроксимируется полиномом четвертой степени.

Ключевые слова: очистные забои, темпы добычи, геологические факторы, риски

В современных условиях рыночной экономики конкурентоспособность угольных шахт определяется в первую очередь темпами добычи [1]. Опыт показывает, что рентабельность подземной добычи угля может быть обеспечена при скорости подвигания лав более 100-120м/мес. При этом важно не допускать вариацию темпов добычи свыше 30-35%, поскольку это негативно сказывается на технико-экономических показателях шахты и состоянии рынка сбыта угля. По данным [2] только 17% от общего времени работы длинных очистных забоев характеризуется ритмичным режимом работы лав, при котором вариация суточной добычи находится в пределах 20%. Отклонение

добычи от месячного плана в таких забоях не превышает 10% благодаря управляемому режиму работы лав.

Относительно ритмичная работа согласно статистической обработке результатов обследования нескольких десятков лав зарегистрирована в течение 43% общего времени функционирования анализируемых лав. При этом лавы работали в частично управляемом режиме, а уровень добычи отклонялся от планового не более чем на 20%. В 40% случаев лавы обрабатывались в неустойчивом неуправляемом режиме, в результате чего отклонение фактической добычи от плановой достигало 50-100% и более. Таким образом около половины очистных угольных забоев обрабатывают запасы в неустойчивом режиме, который характеризуется сильной вариацией добычи. Важно, что вариация суточной, недельной и тем более месячной добычи с амплитудой 100% приводит к уменьшению общей годовой добычи на 40-60%. Это объясняется тем, что верхний предел отклонения ограничен технической производительностью комплекса, в результате чего среднее значение фактической добычи будет тем меньше, чем сильнее временная вариация добычи.

Таким образом вариация добычи переводит работу лавы в неустойчивый неуправляемый режим, в результате чего теряется ее ритмичность и повышается риск срыва плана добычи в целом. Анализ причин, повышающих риск невыполнения плана добычи из длинного очистного забоя позволил выделить как наиболее значимые следующие группы факторов: горно-геологические условия, надежность очистного оборудования, организационные и психологические факторы, профессионализм исполнителей, а также финансовое состояние предприятия и текущий тренд рынка. По существу причины, влияющие на уровень риска срыва плановой добычи из лавы разбиты на крупные группы, каждая из которых состоит из множества факторов. Например горно-геологические условия отработки угольного пласта можно разделить на такие факторы, как вариация мощности угольного пласта и его угла залегания в пределах выемочного столба, наличие малоамплитудных нарушений и их параметры (амплитуда, азимут и угол падения сместителя) мощность непосредственной кровли и ее прочностные характеристики, параметры трещиноватости вмещающих пород и их обводненность, склонность пород почвы к пучению и т.д. Надежность работы очистного комплекса в целом определяется надежностью функционирования механизированных крепей, очистного комбайна или струга, конвейера, крепей сопряжения, технологии поддержания выемочной выработки, примыкающей к лаве. В свою очередь надежность механизированной крепи зависит от надежности работы десятков комплектующих и т.д.

С точки зрения оценки риска невыполнения программы добычи важны следующие обстоятельства. Все отдельные факторы вносят соизмеримый вклад в формирование уровня риска. При этом все причины, влияющие на степень риска можно детализировать настолько, чтобы выделенные факторы были фактически независимыми. В этом случае справедлива центральная предельная теорема [3], которая позволяет собрать влияние всех факторов воедино не вникая в детали законов распределения каждого из составляющих факторов и выразить общий результат достаточно простым и удобным параметром. Роль такого параметра может выполнять временная вариация нагрузки на очистной забой. Если гистограмма распределения вариации нагрузки согласуется с нормальным законом распределения, тогда применение вариации нагрузки на очистной забой в качестве основного параметра для оценки риска невыполнения плана добычи обосновано.

На сегодня не исследованы параметры вариации темпов добычи в указанных условиях и не дана оценка степени риска потери устойчивости работы выемочного участка. В данной статье описываются результаты оценки статистических параметров вариации темпов добычи на примере работы лав шахты «Красноармейская-Западная

№1». Выбор указанной шахты обусловлен тем, что она является высокопроизводительным предприятием, которое обеспечивает свое устойчивое положение на рынке угля благодаря поддержанию высоких темпов подготовки и добычи запасов. Вместе с тем с увеличением глубины разработки риск снижения темпов подвигания очистных забоев и обеспечения стабильности добычи повышается.

Угольный пласт d4 имеет сложное строение на большей части шахтного поля, а его мощность изменяется от 0,9м до 2,2м. В настоящее время развитие горных работ осуществляется в блоке 10, пласт в пределах которого залегает на глубине свыше 800м. Характерно, что угольный пласт интенсивно изрезан малоамплитудными нарушениями, предсказать которые без предварительной разведки подготовительными работами практически невозможно. Это повышает риск уменьшения темпов подвигания очистных забоев.

Наиболее серьезные проблемы возникают при переходе очистными забоями малоамплитудных нарушений или при замещении или при замещении пласта крепкими породами (песчаниками и песчаными сланцами). В случае, когда амплитуда нарушения не превышает вынимаемой мощности, или плоскость сместителя нарушения залегает под острым углом к напластованию, очистной забой, как правило, переходит нарушение без существенных замедлений темпов подвигания. Однако при попадании в зону нарушения, амплитуда которого превышает вынимаемую мощность пласта, причем ориентация плоскости сместителя субвертикальна, скорость подвигания очистного забоя может снижаться в 2-5 раз.

Для установления закономерностей вариации темпов добычи угля из очистных забоев был проведен детальный анализ их помесячного подвигания, вынимаемой мощности и длины лав. Лавы были оснащены современными механизированными комплексами. При этом осуществлялась комбайновая выемка угля. Применяется комплекс фирмы ДБТ в сочетании со струговой выемкой угля, а также оснащение комплексов высокопроизводительными комбайнами «Джой». На рис. 1 показаны примеры изменения темпов подвигания очистных забоев, оснащенных разной добычной техникой. Как видим на фрагментах планов горных выработок месячные темпы подвигания очистных забоев изменяются в широких пределах: от 10 м/мес до 200 м/мес в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий отработки пласта. Всего было проанализирована работа 11 лав, отработанных за последние 5 лет. В связи с тем, что вынимаемая мощность пласта в пределах поля шахты изменяется в два и более раза, величина подвигания не является универсальным показателем работы очистного забоя. Наиболее общий показатель нагрузки на лаву лучше представить в виде добычи за данный промежуток времени.

В целом средний уровень месячной добычи по лавам меняется от 100 тыс. т/м до 20 тыс. т/м, что свидетельствует о сильном влиянии ряда факторов, перечень которых анализировался выше. Относительный разброс темпов подвигания также изменяется в очень широких пределах, достигающих 100% от среднего уровня добычи и более. Это свидетельствует о существенном случайном влиянии вариации отдельных факторов на темпы добычи угля из очистных забоев.

В чистом виде выделить влияние отдельных факторов достаточно сложно, однако при выполнении данной работы удалось установить зависимость темпов добычи от фактора «малоамплитудное нарушение». Оказалось, что при переходе малоамплитудных нарушений, имеющих субвертикальный сместитель с амплитудой более вынимаемой мощности пласта, темпы добычи замедлились на два порядка в течение трех месяцев, пока забой не вышел из зоны нарушения. Поскольку до проходки подготовительных выемочных выработок об этом нарушении не знали, его следует считать источни-

ком случайной вариации фактора «малоамплитудное нарушение», которая всегда может случиться в будущем и которую необходимо учитывать количественно.

Анализ гистограммы темпов добычи свидетельствует о ее двух-модальном характере. Около 13% случаев связано с временной остановкой лав на участках перехода зон малоамплитудной нарушенности. Вторая мода составляет 50-60 тыс тонн и встречается почти в 18% случаев.

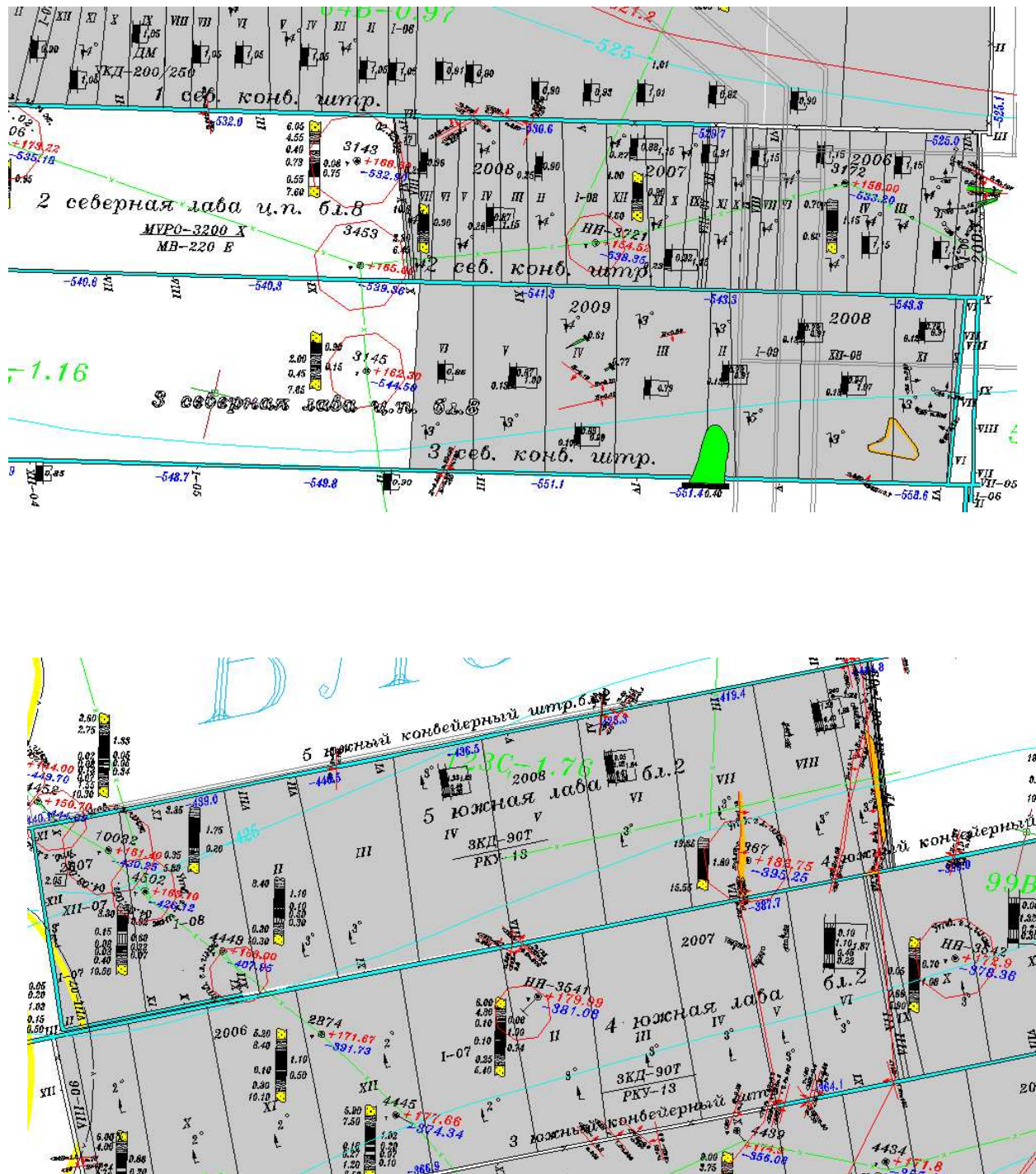


Рис. 1. Характерные изменения темпов подвигания на примере 4 северной и 5 южной лав блока 3

В оставшихся 87% работа лав осуществлялась в управляемом или частично управляемом режиме, а месячная добыча в среднем составляя 50-60 тыс тонн.

После отбрасывания случаев, когда лавы практически стояли на месте, получили гистограмму на рис. 2, вид которой с надежностью 87% согласуется с нормальным распределением, что установлено с помощью критерия Пирсона. Это подтверждает правомерность использования вариации нагрузки на очистной забой в качестве обобщенного параметра, определяющего риск невыполнения планового задания. При этом гистограмма коэффициента вариации нагрузки по отдельным лавам имеет несимметричный вид и скорее всего напоминает логнормальный закон распределения (рис. 3). Чаще всего встречается вариация добычи из лавы в пределах 0,25-0,5.

Анализ графиков изменения добычи из очистных забоев свидетельствует о том, что темпы добычи являются случайной функцией времени. Для выявления вида случайной функции был определен для каждой лавы средний уровень добычи и показатели добычи за каждый месяц приведены к средним темпам. Это позволило собрать все данные по всем лавам в общую выборку. При этом в сводную выборку включались только те данные, которые находились за пределами чисто аварийных случаев.

На рис. 4 показан сводный график изменения приведенных величин добычи на котором вариация месячных темпов находится практически в пределах 30%. Характерно, что тренд очистных работ отсутствует, о чем свидетельствует низкий коэффициент тесноты связи R^2 даже для линейной зависимости. Это значит, что нагрузка на очистной забой по мере его подвигания является случайной стационарной функцией от времени, выраженного в данном случае в месяцах. Установленная закономерность упрощает анализ такой функции.

На рис. 5 приведен вид зависимости коэффициента автокорреляции случайной функции месячной добычи из очистных забоев от временного лага или смещения. Видно, что функция является периодической и хорошо аппроксимируется полиномом четвертой степени. При этом заметна связь между добычей в текущем месяце и тем периодом, который наступает спустя два месяца после текущего. Такая связь объясняется месячным периодом учета и оплаты труда ГРОЗ. На анализ причин и принятие мер уходит второй месяц после текущего, в результате чего положительные результаты мероприятий сказываются через два месяца. График рис. 6 является основанием для внесения предложения об учащении графика учета добычи и смене помесячного учета на недельный. Введение недельного учета и оплаты основных процессов горного производства позволит снизить провалы в темпах проходки и добычи и даст возможность повысить средние темпы на 10-15%.

Полученные закономерности изменения темпов проходки и добычи, а также параметры их вариации являются основной для выполнения анализа риска программ развития горных работ. Дальнейшими исследованиями предусматривается разработать методику количественной оценки риска невыполнения таких программ.

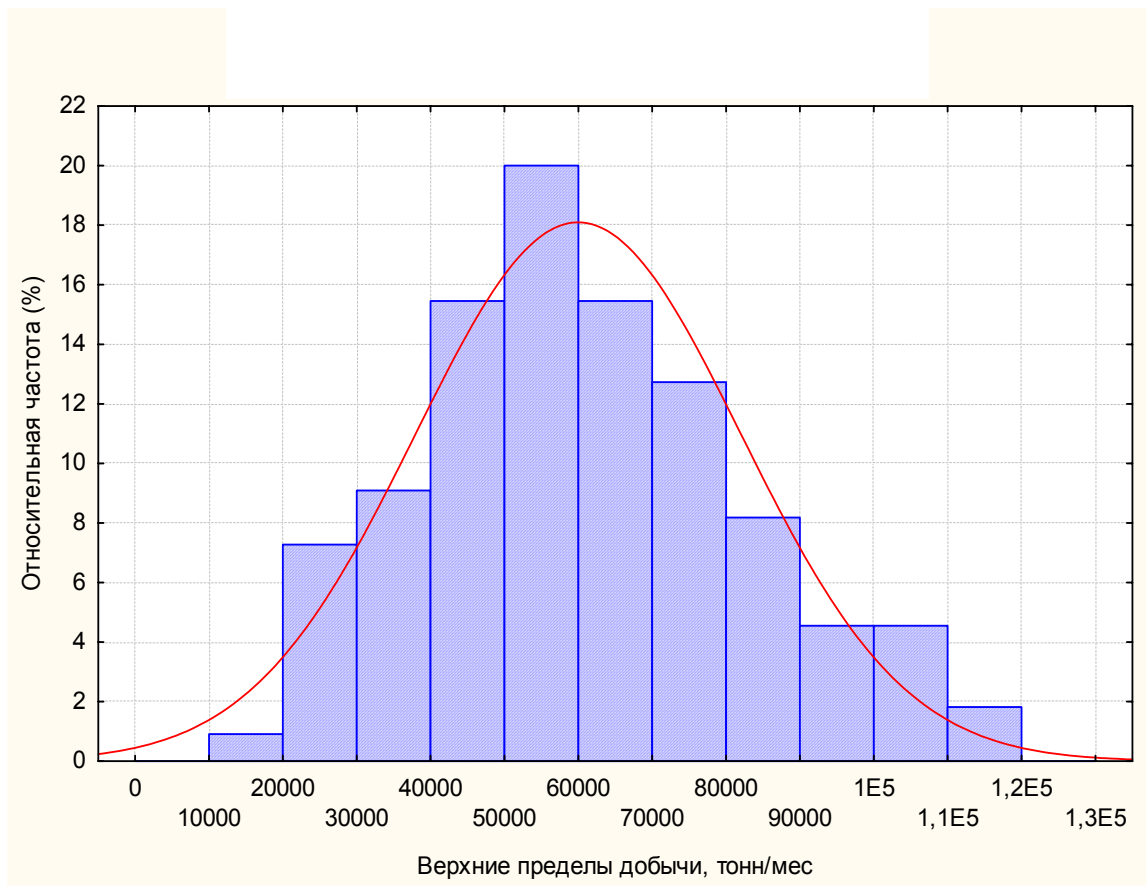


Рис. 2. Суммарная гистограмма месячной добычи лав (а) и гистограмма за вычетом аварий и непредвиденных остановок лав (б)

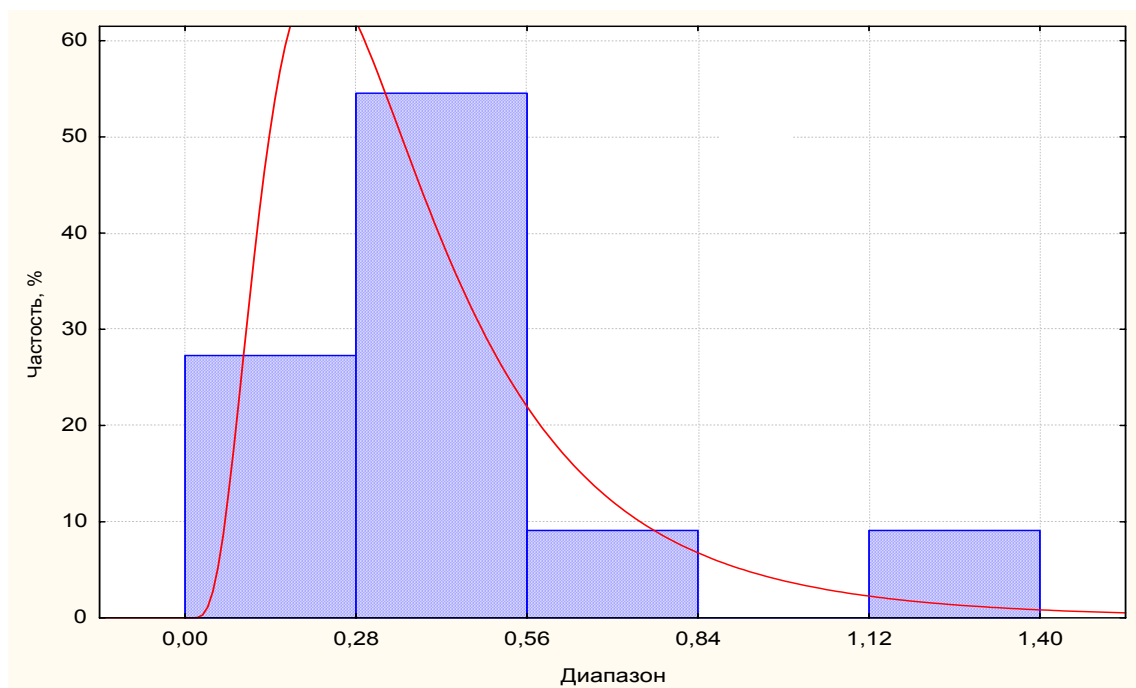


Рис. 3. Распределение величины коэффициента вариации нагрузки по отдельным лавам

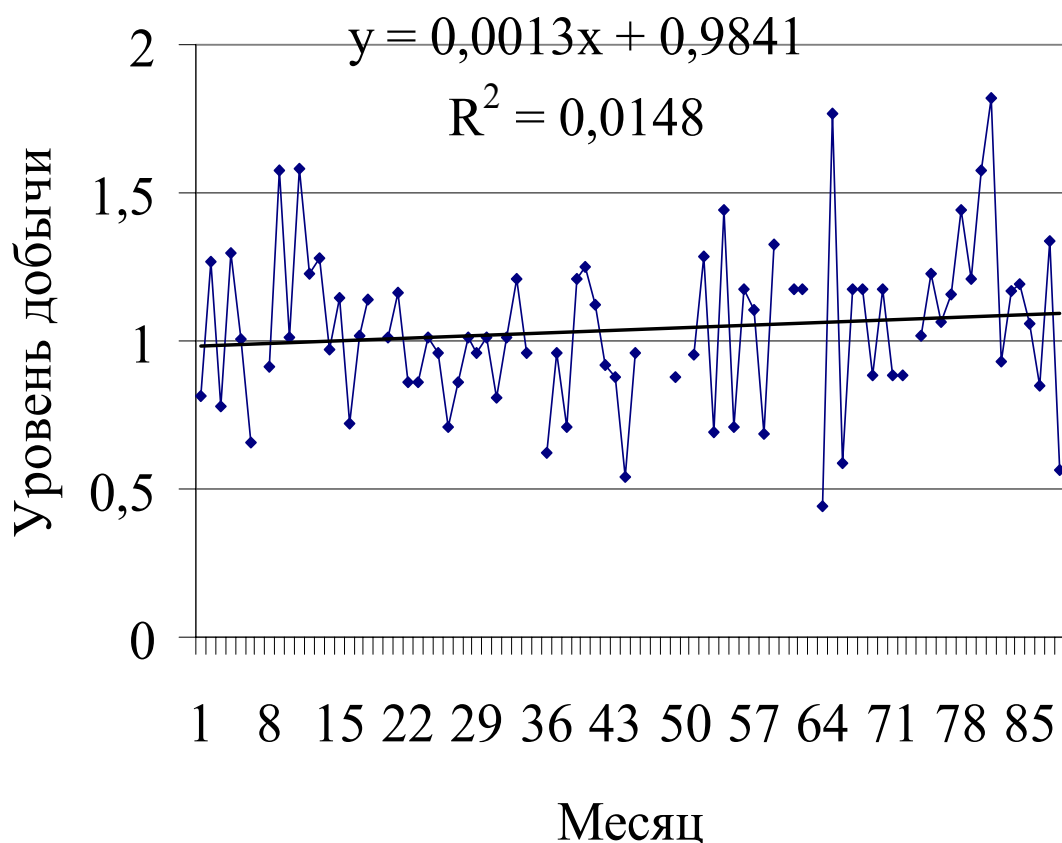


Рис. 4. Характер изменения во времени обобщенной нагрузки как случайной функции времени отработки выемочного столба обратным ходом

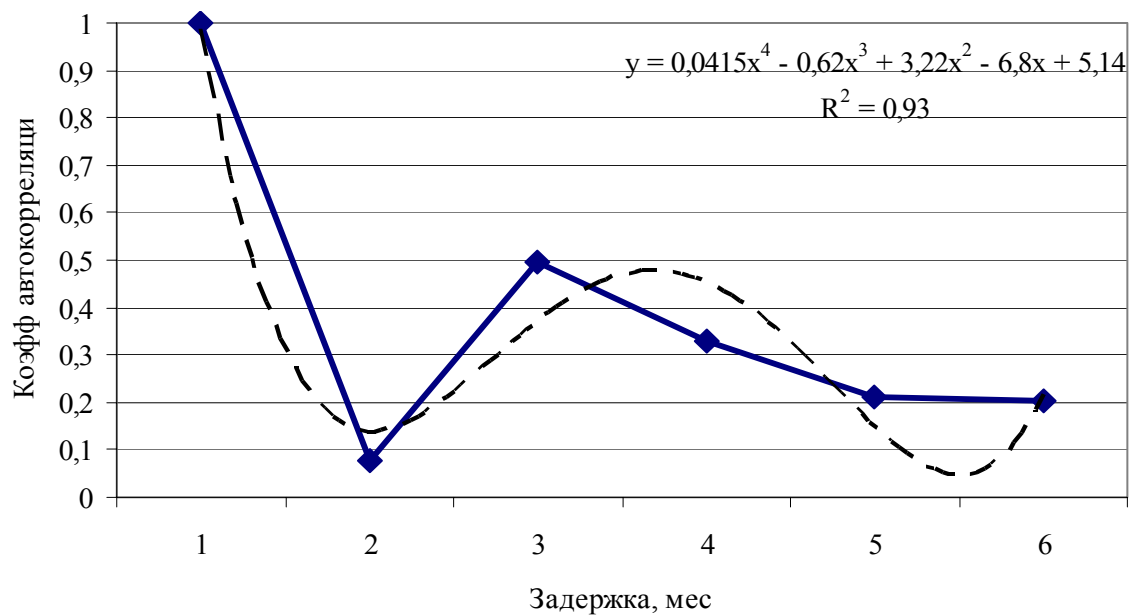


Рис. 5. Изменение коэффициента автокорреляции функции нагрузки на очистной забой

На основании выполненных исследований можно сделать следующие выводы.

1. Шахта «Красноармейская-Западная №1» является угледобывающим предприятием, которое обрабатывает пласт в сложных горно-геологических условиях, увеличивающих риск основных процессов горного производства. При этом риск добычных процессов увеличивается под действием ряда факторов, основными из которых являются горно-геологические условия отработки запасов, надежность очистного оборудования, мотивация труда подземных рабочих а также их профессионализм.

Указанные факторы проявляются во времени и пространстве случайным образом и трудно предсказуемые, что обуславливает существенную вариацию темпов проведения подготовительных выработок и добычи из очистных забоев.

2. Зависимость темпов добычи угля из длинных очистных забоев от времени представляет собой случайную стационарную функцию, имеющую двумодальное распределение. Первая мода связана с временными остановками лав при переходе малоамплитудных нарушений. Вторая мода соответствует устойчивой работе длинных очистных забоев со средней нагрузкой 50-60тыс. т/м.

3. В целом лавы работают в управляемом или частично управляемом режиме без серьезных поломок оборудования и перехода малоамплитудных нарушений в 87% случаев, а гистограмма вариации нагрузки согласуется с нормальным распределением с коэффициентом вариации равным 36%. При прочих равных условиях такой уровень вариации обеспечивается правильной организацией очистных работ, оптимальным выбором очистного оборудования, профессионализмом исполнителей и соблюдением правил эксплуатации оборудования и техники безопасности.

3. Вариация нагрузки на очистной забой является случайной стационарной функцией от времени, а коэффициент автокорреляции месячной добычи из очистных забоев хорошо аппроксимируется полиномом четвертой степени.

4. Полученные характеристики вариации нагрузки на очистной забой являются исходными параметрами для стохастического моделирования работы очистных забоев, результаты которого дают возможность количественно оценить риск невыполнения программы добычи.

Бibliографічний список

1. Тулуб С.Б. Состояние и перспективы развития угольной промышленности Украины / С.Б. Тулуб.- К.: УкрНИИпроект, 2007. - 70с.
2. Федоров В.Н. К вопросу о техником регулировании производственных процессов современной шахты / В.Н. Федоров // Уголь. – 2010. – №2. - С.49-51.
3. Вентцель Е.С. Теория вероятностей / Е.С. Вентцель. –М.: Наука, 1964.-576с.
4. Свешников А.А. Прикладные методы теории случайных функций / А.А. Свешников. -М.: Наука, 1965.-432с.

Надійшла до редколегії 14.04.2010

Показано, що темпи видобутку вугілля з довгих очисних вибоїв, які відпрацьовують виїмкові стовпці зворотнім ходом є випадковою стаціонарною функцією часу, розкид якої не перевищує 35% при умовах роботи лав без серйозних аварій. Коефіцієнт автокореляції випадкової функції помісячного видобутку з очисних вибоїв задовільно апроксимується поліномом четвертого ступеню.

Ключові слова: очисні вибої, темпи видобутку, геологічні фактори, ризики

Rate of output from retreat longwalls is a stochastic stable function of time. Variation of the output is less than 36% if the longwalls operate without breakdowns. Correlation factor can be described by polynomial by fourth degree.

Key words: longwall, rate of output, geology, risk

УДК 504,064

С. САЛЕХИРАДЖ (асп., ДонНТУ)

ПРИМЕНЕНИЕ ГАЗООБРАЗНОГО ТЕПЛОНОСИТЕЛЯ ДЛЯ ИЗВЛЕЧЕНИЯ ГЕОТЕРМАЛЬНОЙ ЭНЕРГИИ ИЗ ГЛУБОКИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Приведен анализ месторождений геотермального тепла и возможных вариантов их эксплуатации. Обоснована техническая рациональность использования воздуха в качестве теплоносителя. Рассмотрены перспективные варианты использования геотермальной энергии выработанных породных массивов угольных шахт.

Ключевые слова: гидротермы, петрогеотермальные зоны, парогидротермы, геотермальный теплообменник, минерализация

Увеличивающееся загрязнение окружающей среды, нарушение теплового баланса атмосферы постепенно приводят к глобальным изменениям климата. Дефицит энергии и ограниченность топливных ресурсов с нарастающей остротой показывают неизбежность перехода к нетрадиционным, альтернативным источникам энергии. Они экологичны, возобновляемы, основой их служит энергия Солнца и Земли.

Геотермальная энергия - это тепловая энергия, хранящаяся в зонах вод высокого давления, паровых или горячих водных системах, горячих горных породах ниже поверхности Земли. Частично она представляет собой постоянный тепловой поток от ядра до мантии, которая в итоге передает эту энергию на поверхность земли и в атмосферу. Другая часть образуется в результате естественных радиоактивных процессов распада, которые протекают в мантии земли, выделяя тепловую энергию.

В мире известно пять типов месторождений геотермальной энергии:

1. *Парогидротермы* (месторождения пара и самоизливающейся пароводяной смеси).
2. *Гидротермы* (месторождения самоизливающейся горячей воды).
3. *Термоаномальные зоны* (месторождения тепла, имеющие повышенный градиент в водонасыщенных проницаемых горных породах).
4. *Петрогеотермальные зоны* (зоны, имеющие на доступных глубинах нагретые до достаточно высоких температур малообводненные и слабопроницаемые горные породы).
5. *Магма* (нагретые до 1300 градусов расплавленные горные породы).

Использование геотермальной энергии можно разделить по признаку приповерхностной и глубинной геотермальной энергии. В то время как использование приповерхностной геотермальной энергии способно обеспечить теплом отдельные постройки (комплекс построек) с помощью земных коллекторов в комбинации с тепловыми насосами (примерная глубина 15...150м), глубинная геотермальная энергия открывает возможности использования более масштабных проектов энергоснабжения, включая производство электроэнергии.

Особенность глубинной геотермальной энергии заключается в том, что используют водоносные слои на значительной глубине (2000...5000м). Необходимы, по меньшей мере, две буровые скважины (производственная и реинъекционная), так как полученная теплая вода должна быть закачана обратно в тот же пласт после ее охлаждения.

Несмотря на кажущуюся простоту получения перегретой геотермальной воды и образующегося из нее пара и последующего преобразования энергии этой воды и пара в электроэнергию с помощью турбин и подсоединенных к ним турбогенераторов, техническая реализация такого способа получения электроэнергии, является достаточно сложной научно-технической проблемой. Об этом, в частности, свидетельствует хотя

бы тот факт, что в США, на Филиппинах, в Мексике, Италии, Японии и некоторых других странах в течение последних 20 лет затраты только на создание новых геотермальных технологий превысили 2 млрд. долларов США.

Главным достоинством геотермальной энергии является возможность ее использования в виде горячей воды или смеси воды и пара (в зависимости от их температуры) для нужд теплоснабжения, для выработки электроэнергии либо одновременно для всех этих целей, ее практическая неиссякаемость, полная независимость от условий окружающей среды, времени суток и года. Тем самым использование геотермальной энергии может внести существенный вклад в решение следующих проблем:

- устойчивого тепло- и электроснабжения населения в тех зонах нашей планеты, где централизованное энергоснабжение отсутствует или обходится слишком дорого;
- обеспечение минимума энергоснабжения населения в зонах неустойчивого централизованного энергоснабжения из-за дефицита электроэнергии в энергосистемах, предотвращение ущерба от аварийных и ограничительных отключений и т.п.;
- снижение вредных выбросов от энергоустановок в регионах со сложной экологической обстановкой.

При этом в вулканических регионах планеты высокотемпературное тепло, нагревающее воду до значений температур, превышающих 140...150°C, экономически наиболее выгодно использовать для выработки электроэнергии. Подземные геотермальные воды со значениями температур, не превышающими 100°C, как правило, экономически выгодно использовать для нужд теплоснабжения, горячего водоснабжения и для других целей (табл.1).

Таблица 1

Области рационального использования геотермальных вод

Значение температуры геотермальной воды, °С	Область ее применения
Более 140	Выработка электроэнергии
Менее 100	Системы отопления зданий и сооружений
Около 60	Системы горячего водоснабжения
Менее 60	Системы геотермального теплоснабжения теплиц, геотермальные холодильные установки и т.п.

Обратим внимание на то, что эти рекомендации по мере развития и совершенствования технологий пересматриваются в сторону использования для производства электроэнергии геотермальных вод с все более низкими температурами. Так, разработанные в настоящее время комбинированные схемы использования геотермальных источников позволяют использовать для производства электроэнергии теплоносители с начальными температурами 70 – 80°C.

Основной недостаток геотермальной энергии – необходимость обратной закачки отработанной воды в подземный водоносный горизонт. Другой недостаток этой энергии заключается в высокой минерализации термальных вод большинства месторождений и наличии в воде токсичных соединений и металлов, что в большинстве случаев исключает возможность сброса этих вод в расположенные на поверхности природные водные системы.

Отмеченные выше недостатки геотермальной энергии приводят к тому, что для практического использования теплоты геотермальных вод необходимы значительные капитальные затраты на бурение скважин, обратную закачку отработанной геотермальной воды, а также на создание коррозионно-стойкого теплотехнического оборудования.

Однако в связи с внедрением новых, менее затратных, технологий бурения скважин, применением эффективных способов очистки воды от токсичных соединений и металлов капитальные затраты на отбор тепла от геотермальных вод непрерывно снижаются. Следует иметь в виду, что геотермальная энергетика в последнее время существенно продвинулась в своем развитии. Так, последние разработки показали возможность выработки электроэнергии при температуре пароводяной смеси ниже 80°C, что позволяет гораздо шире применять ГеоТЭС для выработки электроэнергии. В связи с этим ожидается, что в странах со значительным геотермальным потенциалом и первую очередь в США мощность ГеоТЭС в самое ближайшее время удвоится.

Угольная шахта также может быть преобразована в геотермальный котел, и обеспечить отоплением и горячей водой близлежащие города. Преимущества такой энергостанции: предсказуемые уровни производства энергии; сокращение выбросов CO₂; нечувствительность к изменениям климата, в отличие от солнечной и ветровой энергии; отсутствие загрязнения окружающей среды; доходность в долгосрочной перспективе; экономия не возобновляемых природных ресурсов.

Работы можно проводить как на закрываемых, так и в шахтах, которые находятся в эксплуатации. В таком случае есть доступ к выработкам и можно легко собрать достоверные данные о вентиляции и свойствах петрогеотермальных зон в горных породах.

Особый интерес вызывает возможность использования для получения теплоты выработанные пространства отработанных добычных участков. При этом. В отличие от большинства известных технических решений по извлечению геотермальной энергии, в качестве теплоносителя можно использовать газ, например – воздух. Попробуем сравнить эффективность газового и жидкостного теплоносителей.

Количество извлекаемой в геотермальном теплообменнике энергии (Q) можно определить согласно известному из классической физики выражению

$$Q = m \cdot c \cdot \Delta t ,$$

где $m = \rho \cdot V$ – масса теплоносителя, кг;

ρ – плотность теплоносителя, соответственно при 0°C: воздуха -1,293, воды – 1000, кг/м³;

V – объем теплообменника, м³;

c – теплоемкость носителя теплоты, соответственно: воздуха -1008, воды - 4200, Дж/кг*град;

Δt – разность температур на входе и выходе теплообменника, град.

На первый взгляд, с точки зрения термодинамики, газообразный теплоноситель, безусловно, проигрывает жидкостному, теплоемкость воздуха в четыре раза ниже, чем воды. Однако следует принимать во внимание технологические аспекты горного производства и его безопасность.

Для проветривания действующей угольной шахты расходуют десятки тысяч кубических метров воздуха в течение минуты, в течение суток расход воздуха достигает нескольких миллионов кубических метров, масса воздуха также примерно оценивается в несколько миллионов килограммов. Таким образом, необходимое количество теплоносителя все равно движется по горным выработкам для обеспечения условий нормального дыхания и температуры на рабочих местах, разбавления рудничных газов. Для проветривания сети горных выработок неизбежно приходится расходовать огромное количество энергии, приводя в движение рабочие колеса вентиляторов главного и местного проветривания. Отработанную (исходящую) струю воздуха целесообразно испо-

льзовать для извлечения геотермальной энергии. Учитывая, что плотность газообразного теплоносителя существенно уменьшается при нагревании следует использовать эту его особенность для улучшения проветривания шахты, используя эффект так называемой тепловой депрессии, и снижая затраты на работу вентиляторов.

Если рассматривать жидкостный теплоноситель, то его количество в шахте значительно меньше. Статистика показывает, что на тонну добываемого угля в среднем приходится от трех до семи кубических метров откачиваемой воды. Следовательно, в течение суток насосы главного водоотлива откачивают несколько тысяч кубометров воды, а масса ее составляет несколько миллионов килограммов. Таким образом, массовый потенциал газообразного и жидкостного теплоносителей, выдаваемых из угольной газовой шахты в течение суток, можно оценить как примерно соизмеримый. Принимая во внимание относительно высокую плотность воды, для ее транспортирования по трубопроводам геотермального теплообменника необходимо дополнительно затрачивать энергию. Таким образом, с точки зрения расхода эксплуатационных ресурсов, перспектива применения жидкостного теплоносителя представляется менее выгодной.

Следует принять во внимание возможность возникновения чрезвычайных ситуаций. При нарушении работы геотермального теплообменника с газообразным теплоносителем возникает угроза локального нарушения вентиляционного режима в сети горных выработок. Нарушение работы теплообменника с жидкостным теплоносителем дополнительно приводит к затоплению горных выработок, то есть к потенциально более тяжелым последствиям.

Можно сделать выводы о том, что при извлечении геотермальной энергии из действующих глубоких газоопасных угольных шахт:

- потенциал теплопереноса при использовании вентиляционных потоков и откачиваемых вод примерно одинаков;
- энергозатраты на перемещение нагретого воздуха несколько уменьшаются, а на перекачку жидкостного теплоносителя требуется дополнительная энергия;
- потенциальная аварийная угроза при использовании воздушного теплоносителя ниже, чем - жидкостного.

Новая экологически усовершенствованная технология предусматривает использование геотермальной энергии, которую добывают из отработанных горных массивов. Воздух, проходящий несколько километров по подземным выработкам, нагревается до температуры окружающего массива. Такой тепловой режим может сохраняться в течение десятилетий, это объясняется подпиткой потоком тепла, который поступает из недр планеты. Объем извлекаемой энергии можно увеличить, если создать в отработанных частях горного массива так называемые геотермальные теплообменники. Это система каналов-выработок в выработанном пространстве, где уже не ведется добыча угля, по которым движется теплоноситель. Этот "лабиринт" может иметь самую разнообразную схему: последовательную, параллельную, комбинированную. Необходимая конфигурация сети каналов создается с помощью вентиляционных сооружений, в основном, перемычек. Устройство каналов в выработанном пространстве не представляет технических трудностей. После того как воздух проходит по лабиринту каналов, нагретый до температуры горного массива, он поступает в трансформатор энергии. Это может быть тепловой насос, вихревая труба, турбохолодильник или другое устройство. Происходит разделение потока на две струи — горячую и холодную. Первую можно использовать для получения электроэнергии (путем прямого превращения тепла в электричество или с помощью паротурбинной установки).

Вторую струю воздушного потока можно использовать для кондиционирования воздуха на рабочих местах. При этом геотермальные теплообменники помогают решать одну из наиболее сложных задач, возникающих при обеспечении нормального микро-

лимата в очистних забоях — проблему удаления из горных выработок нагретого теплоносителя. Эта технология позволяет охлаждать воздух в непосредственной близости от того места, где он подается в лаву, а образующееся избыточное тепло выбрасывать в каналы геотермального теплообменника, увеличивая его ресурс.

Еще один из возможных путей утилизации геотермальной шахтной энергии — ее использование для проветривания шахт. Известно, что тепловая депрессия может обеспечить подачу в шахту и к рабочим местам горняков необходимый расход свежего воздуха. Для этого нужно нагреть выходящий из выработок воздух, чтобы его плотность снизилась относительно поступающего в шахту. Использование геотермальной энергии обеспечивает нагрев потока исходящего воздуха до нужной температуры.

Геотермальную энергию можно использовать в течение многих лет после отработки запасов полезного ископаемого. Продолжительность действия теплообменников определяется устойчивостью выработок и надежностью оборудования. Длительная работа энергоустановок существенно улучшает экономические показатели горнодобывающих предприятий и уменьшает социальные проблемы шахтерских регионов, так как часть рабочих мест сохраняется после прекращения работ по выемке угля. Эта технология надежно обеспечит населенные пункты относительно дешевым теплом и электроэнергией. Предложенный способ извлечения геотермальной энергии позволяет уменьшить вред, который причиняется окружающей среде в процессе добычи угля. Извлекаемая из отработанных пластов теплота позволяет получить эколого-экономический эффект в виде сокращения расхода энергоносителей на добычу угля, получения доходов от реализации тепла (холода), деминерализованной воды и других возможных способов ее применения.

Библиографический список

1. Выморков Б. М. Геотермальные электростанции / Б. М. Выморков – М.: - Недра, 1966. – 325 с.
2. Конеченков А. Е. Энергия тепла Земли / А. Е. Конеченков, С. И. Остапенко // Электропанорама. – 2003. – №7. – С. 8.
3. Конеченков А. Е. Новые энергетические директивы ЕС / А. Е. Конеченков // Электропанорама. – 2008. – №6. – С. 23.
4. Австралийская компания будет добывать тепло из-под Земли. www.nsu.ru/psj/topnews/content/archnews.htm.
5. Геотермальное энергоснабжение. www.esco.co.ua/journal/2005_11/art07_28.htm.
6. Воропаев А.Ф. Управление тепловым режимом в глубоких шахтах / А.Ф. Воропаев. – М.: Недра, 1961. – 265 с.

Надійшла до редколегії 10.04.2010

Приведений аналіз родовищ геотермального тепла і можливих варіантів їх експлуатації. Обґрунтовано технічна раціональність використання повітря як теплоносія. Розглянуті перспективні варіанти використання геотермальної енергії з вироблених просторів вугільних шахт.

Ключові слова: гідротерми, петрогеотермальні зони, парогідротерми, геотермальний теплообмінник, мінералізація

The analysis of deposit of geothermal heats and possible variant to their usages is brought. The technical rationality of the use of air as heat-exchanger is grounded. The perspective variants of the use of geothermal energy from mined-out space of coal mines are considered.

Key words: hydrothermal, petro geothermal zones, steam hydrothermal, geothermal heat-exchanger, mineralization

УДК 622.817.4

В.К. КОСТЕНКО (д-р техн.наук, проф., ДонНТУ)

Н.Н. ЗИНЧЕНКО (ДонНТУ)

А.Б. БОКИЙ (ДонНТУ)

В.С. БРИГИДА (ДонУГИ)

ВЗАИМОСВЯЗЬ РАЗРЯЖЕНИЯ И КОНЦЕНТРАЦИИ МЕТАНА В ДЕГАЗАЦИОННОМ ТРУБОПРОВОДЕ

Выявлено отсутствие статистической связи между разряжением, создаваемым вакуум-насосами, и концентрацией метана в скважине. Приведена сравнительная таблица уравнений регрессионных моделей и коэффициентов аппроксимации для скважин, пробуренных к пластам-спутникам.

Ключевые слова: концентрация метана, разряжение, регрессионная модель, коэффициент аппроксимации

Связь между изменением напряженного состояния массива и началом десорбции метана из угольных толщ обсуждается уже довольно давно и освещена в работах [1-5]. Но и сегодня общепринятой модели характера взаимодействия этих основных параметров, влияющих на уровень добычи угля, не существует. Ситуацию усложняет, как сложность учета многих факторов влияющих на характер их взаимодействия, так и то, что сам процесс метановыделения, в дегазационные скважины, имеет динамический характер. Между тем, уже давно, назрела необходимость в создании простого и достоверного метода текущего прогнозирования динамики метановыделения из массива горных пород. С помощью, которой можно было бы оперативно принимать проектные решения в области повышения эффективности дегазации подземными скважинами.

Следует отметить, что некоторые авторы пытались сформулировать основные подходы для решения данной проблемы. В статье [6] авторы применили статистические методы для интерпретации данных о динамике метановыделения. Этот подход не всегда оправдан, так как статистика, опираясь на теорию вероятности, применяется при описании случайных процессов, к которым сложно отнести изменение метановыделения. Факторы, влияющие на дебит метана вполне определены: длина лавы, шаги посадки основной кровли, скорость подвигания линии очистного забоя, ширина захвата и др. Другой подход основывается на применении метода динамических рядов, SSF (Singular Spectrum Analysis) и метода гибридного прогнозирования [7]. Автор отмечает, что скорость подвигания линии очистного забоя не оказывает существенного влияния на изменение метановыделения, что весьма спорно. Кроме того методы достаточно сложны, трудно осуществимы на практике и требуют повышении квалификации ИТР. Следует отметить, что далеко не всегда результаты лабораторных экспериментов применимы на практике. В связи с этим, проблема осуществления текущего прогноза актуальна в настоящее время.

Выявлено, что одним из основных недостатков большинства работ в этой области связан с тем, что основным объектом исследования выбирается сам дебит метана (чистый расход в смеси), без учета скорости фильтрации. Давно известно, что на дебит метано-воздушной смеси ощутимо влияет (в 2-3 раза) применение вакуумирования. Разряжение, в течение смены изменяется в достаточно широком диапазоне, что создает серьезные проблемы при решении вопроса интерпретации графиков описывающих изменение дебита метана.

Решением может послужить применение в качестве объекта исследования величины концентрации метана. Она в меньшей степени подвержена колебаниям разряжения и менее трудоемка для осуществления частых замеров в шахте.

Основной задачей было исследовать влияние разряжения в устье скважины на величину концентрации метана, а также определить наличие или отсутствие статистической связи между ними.

Работа проводилась в условиях арендного предприятия «Шахта им. А.Ф. Засядько». Для наблюдений была выбрана 18 восточная лава пласта m_3 . На данном пласте осуществляется дегазация спутников. Система дегазации состоит из дегазационной сети, вакуум-насосной станции и когенерационной установки находящейся на поверхности. Дегазационная сеть состоит из «кустов» скважин соединяемых между собой участковыми трубопроводами, которые в свою очередь соединены в магистральные трубопроводы, выходящие на поверхность. Рассматривались следующие дегазационные типы скважин: «крутые» (№3), «пологие» (№4), «осевые» (№1) и скважины (№2), пробуренные на выработанное пространство (рисунок 1). Полученные результаты и пример построения зависимости концентрации метана от разряжения в скважине представлен в таблице 1 и рисунке 2.

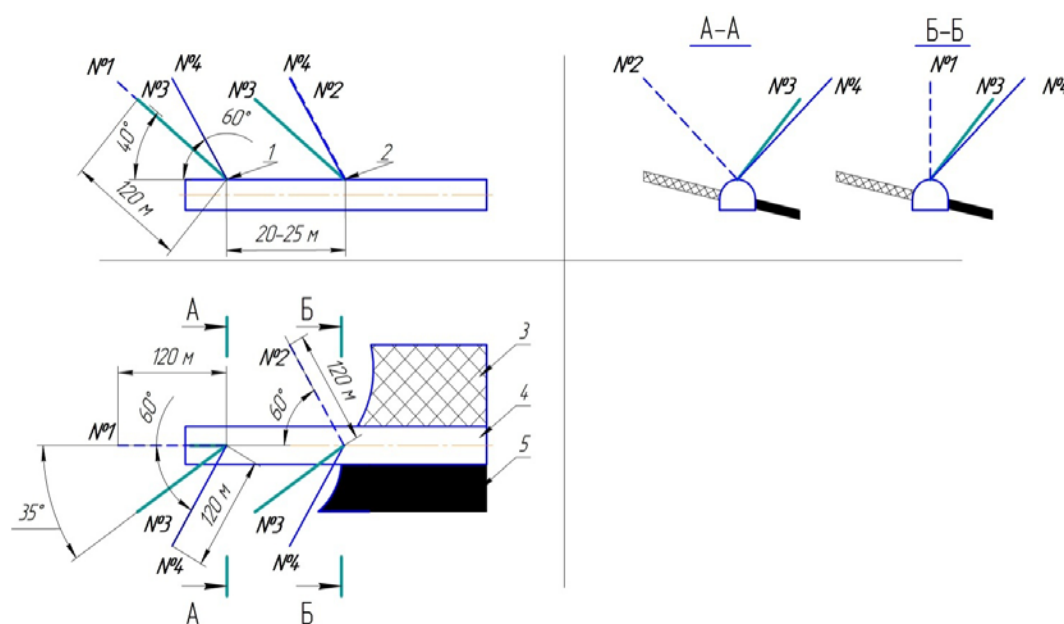


Рис. 1. Схема расположения типов скважин вдоль линии очистного столба 18-й восточной лавы пл. m_3 ; 1,2 – «кусты скважин» или пикеты; 3- выработанное пространство; 4- вентиляционный штрек; 5 – угольный пласт; №1, №2, №3, №4 – соответственно «осевые», на выработанное пространство, «крутые» и «пологие», скважины

Глубина разработки 1100-1250 м. Система разработки - длинным столбом по простиранию, направление выемки – по восстанию и падению (челноковая схема работы комбайна). Пласт пологий, имеет следующие характеристики: мощность 1,35-1,55 м, угол падения 6° , природная метанообильность - от 19 до 23 $m^3/t.c.б.м.$ Исследовались скважины с одинаковыми параметрами: длина скважины – 120 м; угол подъема – 40 град; угол разворота – 35 град; диаметр скважины – 132 мм; глубина герметизации – 15 м. Пласт опасен по самовозгоранию, выбросам угля и газа, сульфурным выделениям, взрывам угольной пыли. Длина лавы – 305 м, протяженность столба – 1100 м.

Чтобы оценить связь между исследуемыми характеристиками дегазации были построены регрессионные модели: экспоненциальная, линейная, логарифмическая, полиномиальная и степенная. По коэффициентам аппроксимации, этих моделей, проверялось наличие тесноты связи между параметрами, в данном случае концентрацией метана и разряжением в скважине.

Таблица 1

Сводная таблица уравнений регрессионных моделей и коэффициентов аппроксимации для всех скважин

№ пикета	экспоненциальная	R ²	линейная	R ²	логарифмическая	R ²	полиномиальная	R ²	степенная	R ²
133	$CH_4 = 39,21e^{2E-0 P}$	0,00001	$CH_4 = -0,137 P + 61,23$	0,007	$CH_4 = -20,8 \ln(P) + 141,7$	0,03	$CH_4 = 0,039 P^2 - 6,525 P + 309,3$	0,324	$CH_4 = 121,3 P^{0,25}$	0,004
131	$CH_4 = 15,98e^{0,017 P}$	0,497	$CH_4 = 0,770 P + 4,305$	0,503	$CH_4 = 35,82 \ln(P) - 92,92$	0,449	$CH_4 = 0,001 P^2 + 0,626 P + 7,798$	0,503	$CH_4 = 1,926 P^{0,783}$	0,436
128	-	-	$CH_4 = 0,621 P + 1,328$	0,565	$CH_4 = 8,888 \ln(P) + 1,807$	0,467	$CH_4 = 0,010 P^2 - 0,143 P + 3,447$	0,597	-	-
126	$CH_4 = 5,750e^{0,020 P}$	0,263	$CH_4 = 0,542 P + 6,648$	0,457	$CH_4 = 5,917 \ln(P) + 11,90$	0,428	$CH_4 = -0,042x^2 + 3,135 P + 3,185$	0,713	$CH_4 = 7,082 P^{0,215}$	0,22
123	$CH_4 = 9,466e^{0,020 P}$	0,27	$CH_4 = 0,842 P + 1,715$	0,575	$CH_4 = 6,651 \ln(P) + 4,898$	0,108	$CH_4 = 0,014 P^2 - 0,392 P + 17,65$	0,736	$CH_4 = 13,13 P^{0,074}$	0,01
121	$CH_4 = 7,468e^{0,012 P}$	0,062	$CH_4 = 0,181 P + 14,04$	0,041	$CH_4 = 2,736 \ln(P) + 12,48$	0,049	$CH_4 = -0,021 P^2 + 1,665 P + 5,819$	0,282	$CH_4 = 8,101 P^{0,078}$	0,013
119	$CH_4 = 23,15e^{0,014 P}$	0,296	$CH_4 = 0,669 P + 24,91$	0,334	$CH_4 = 29,12 \ln(P) - 49,49$	0,22	$CH_4 = 0,028 P^2 - 2,804 P + 113,2$	0,511	$CH_4 = 4,771 P^{0,621}$	0,192
117	-	-	$CH_4 = 0,307 P + 32,71$	0,178	$CH_4 = 5,371 \ln(P) + 35,33$	0,108	$CH_4 = -0,001 P^2 + 0,484 P + 31,63$	0,18	-	-
115	$CH_4 = 29,39e^{-0,00 P}$	0,014	$CH_4 = -0,000 P + 30,91$	1,00E-06	$CH_4 = -0,74 \ln(P) + 33,91$	0	$CH_4 = -0,002 P^2 + 0,308 P + 25,91$	0,007	$CH_4 = 40,51 P^{0,12}$	0,024
113	-	-	$CH_4 = 0,289 P + 10,90$	0,092	-	-	$CH_4 = 0,005 P^2 - 0,431 P + 27,68$	0,132	-	-
111	$CH_4 = 17,83e^{0,009 P}$	0,051	$CH_4 = 0,301 P + 32,65$	0,058	$CH_4 = -2,57 \ln(P) + 64,49$	0,004	$CH_4 = 0,027 P^2 - 3,077 P + 112,8$	0,54	$CH_4 = 43,57 P^{0,05}$	0,001
109	-	-	$CH_4 = 0,948 P + 9,633$	0,643	$CH_4 = 21,10 \ln(P) - 13,16$	0,658	$CH_4 = -0,019 P^2 + 2,755 P - 7,916$	0,842	-	-
107	$CH_4 = 6,081e^{0,034 P}$	0,624	$CH_4 = 0,728 P + 9,873$	0,461	$CH_4 = 11,10 \ln(P) + 7,118$	0,484	$CH_4 = -0,031 P^2 + 2,906 P - 2,761$	0,711	$CH_4 = 5,580 P^{0,502}$	0,617
105	$CH_4 = 23,18e^{0,015 P}$	0,196	$CH_4 = 0,875 P + 13,95$	0,247	$CH_4 = 18,34 \ln(P) - 15,49$	0,15	$CH_4 = 0,026 P^2 - 1,032 P + 41,36$	0,305	$CH_4 = 14,24 P^{0,314}$	0,113
среднее значение R ²		0,23		0,3		0,24		0,46		0,16

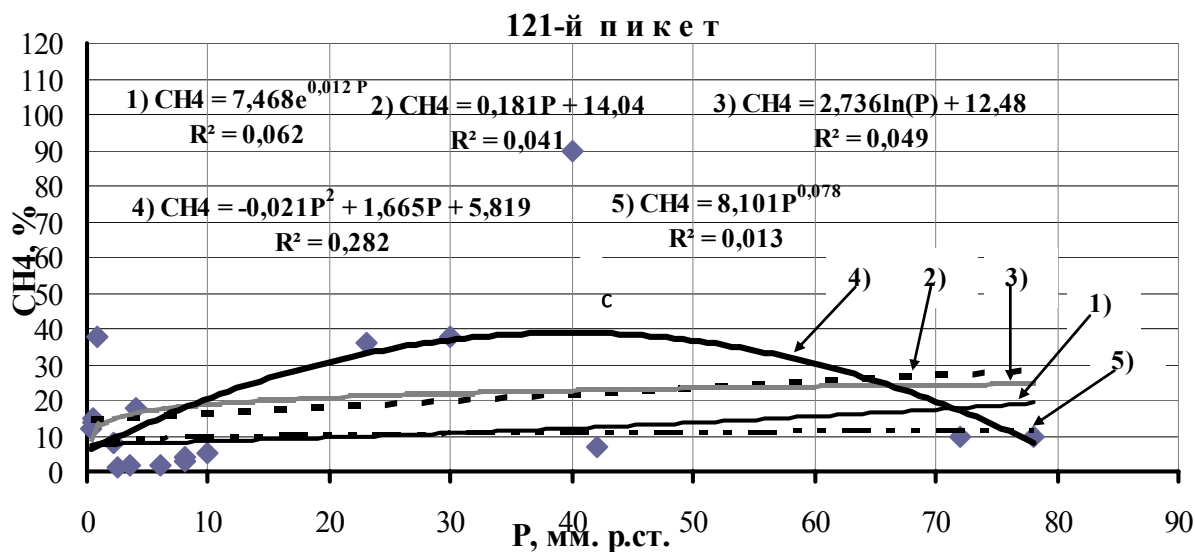


Рис. 2. Пример построения линий тренда возможных видов связи для куста скважин на пикете №121

Для всех обследованных скважин были найдены следующие коэффициенты связи (R^2): при линейном характере связи R^2 колебался от 0,007 до 0,64, среднее значение – 0,3; при экспоненциальном характере связи R^2 колебался от 0,00001 до 0,62, среднее значение – 0,23; при логарифмическом характере связи R^2 колебался от 0,004 до 0,66, среднее значение – 0,24; при полиномиальном характере связи R^2 колебался от 0,007 до 0,84, среднее значение – 0,46; при степенном характере связи R^2 колебался от 0,001 до 0,62, среднее значение – 0,16. Из 14-ти случаев лишь 4 имеют коэффициент тесноты

связи выше 0,7, однако при достаточно представительной выборке по скважинам, средние значения тесноты связи не превысило 0,46, что не может свидетельствовать о наличии связи концентрации метана и разряжения в скважинах. Это же визуально прослеживается и на рисунке 2, где в качестве примера приведены экспериментальные данные, полученные на 121-м пикете, на котором значения R^2 были близки к средним значениям. На нем ясно видно отсутствие связи.

Мы имеем полное основание утверждать, что не одна из этих, наиболее распространенных моделей, не отражает тесноту связи между исследованными параметрами.

Выводы

Для выявления истинного характера газоотдачи из массива не всегда стоит опираться только лишь на величину чистого дебита из дегазационных скважин. Ввиду его сильной зависимости от разряжения, что искажает реальную картину процесса. Разряжение в устье скважины, в свою очередь, зависит от целого ряда технологических факторов (наличие подсосов в трубопроводе, состояние и протяженность дегазационной сети, качество герметизации и др). Следовательно, использование параметра (концентрации метана), на который не оказывает влияние разряжение, более представительно.

Библиографический список

1. Газовыделение из скважин в зоне влияния очистных работ / О. С. Гершун, В. К. Коллюпанов, И. В. Чибисов и др. // Разработка месторождений полезных ископаемых : респуб. межвед. науч.-техн. сб. – К.: «Техника», 1968. – Вып. 14. – С. 68-71.
2. Долгоносов. В.Н. Шаги обрушения основной кровли и взаимосвязь процессов сдвижения и газовыделения на шахтах Карагандинского бассейна / В. Н. Долгоносов, Г. А. Пак // Маркшейдерское обеспечение Геотехнологий : междунар. науч.-практ. конф, 21-22 мая. 2009 г. – Д.: НГУ, 2009. – С. 43-47.
3. Бокий Б. В. Влияние скорости подвигания лавы на напряженно-деформированное состояние и газовую проницаемость массива / Б. В. Бокий, О. И. Касимов, И. В. Назимко // Уголь Украины. – 2009. - №11.
4. Костенко В.К. Изменение физических свойств углегазового массива под влиянием очистных работ / В. К. Костенко, А. Б. Бокий // Геотехнічна механіка: міжвід. зб. наук. праць / Ін-т Геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2008. – Вип. 80. – С. 90-97.
5. Костенко В.К. Особенности динамики газов в разрушенных горных породах / В. К. Костенко, Е. Л. Завьялова // доклады 10-й сессии международного бюро по горной теплофизике. Польша. – Гливице, 2005. – С. 43-50.
6. Голубева Л. В. Статистическое исследование динамики метановыделения на выемочном участке / Л. В. Голубева, В. И. Павлов, С. И. Долгопятенко // сб. науч. тр. – Донецк: ДонУГИ, 2007. – Вып. 105. – С. 149-156.
7. Прогноз и контроль динамики метановыделения в очистных забоях / В. Н. Окалелов, Л. Е. Подлипная, Ю. В. Бубенец, С. И. Долгопятенко // Уголь Украины. – 2008. - №7.

Надійшла до редколегії 10.04.2010

Виявлено відсутність статистичного зв'язку між розрідженням, що створюється вакуум-насосами та концентрацією метану у свердловинах. Приведено таблиці рівнянь регресійних моделей і коефіцієнтів апроксимації для свердловин, що пробурені до пластів-супутників.

Ключові слова: концентрація метану, розрідження, регресійна модель, коефіцієнт апроксимації

The absention of statistical connection between vacuum which vacuum-pumps created and concentration of methane in a degassing borehole are disclosed. The table with equalizations of regressive models and coefficients of approximation for mining holes, bored to reservoir bed are reduced.

Key words: concentration of methane, vacuum, regressive model, coefficient of approximation

УДК 622.285-82-192:622.276.054

В. Г. ГУЛЯЕВ (д-р техн. наук, проф., ДонНТУ)

К. В. ГУЛЯЕВ (канд. техн. наук, доц., ДонНТУ)

С. А. КИТАЕВА (мл. науч. сотр., асп.)

Государственный Макеевский научно-исследовательский институт по безопасности работ в горной промышленности

ДИНАМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА НАСОСНЫХ АГРЕГАТОВ И ИХ ВЛИЯНИЕ НА НАДЕЖНОСТЬ ГИДРОПРИВОДА МЕХАНИЗИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

Выполнен анализ динамических свойств и эксплуатационной надежности насосных агрегатов типа СНД 100/32. Обоснована необходимость оптимизации динамических свойств агрегатов с целью повышения их надежности.

Ключевые слова: насосные агрегаты, динамические свойства, вибрация, надежность, двигатель, кривошипно-ползунные механизмы, поршневые гидроблоки

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Важной научно-технической проблемой, имеющей большое экономическое и социальное значение для угольной отрасли Украины, является создание и применение высокоресурсной и надежной техники для эффективного ведения очистных работ. Базой современных очистных комплексов, работающих с суточной нагрузкой до 3-6 тыс. т., служат механизированные крепи и системы их гидропривода. Поэтому одной из первоочередных задач является разработка и освоение производства надежных насосных станций (НС), обеспечивающих высокопроизводительную и безопасную работу очистного оборудования и обслуживающего персонала.

Эта задача решается усилиями Донгипроуглемаша и Горловского машиностроительного завода [1]. Однако опыт применения новых НС типа СНД свидетельствует о недостаточной их надежности. Этим определяется необходимость системных исследований динамики рабочих процессов высоконапорных насосных агрегатов (ВНА) с целью дальнейшего повышения их эксплуатационной надежности.

Анализ исследований и публикаций. Выполненные в ДонНТУ исследования кинематических и динамических свойств электромеханических приводов ВНА с кривошипно-шатунными механизмами НС СНТ 32 [2], а также результаты исследования влияния характеристик приводных двигателей на динамику рабочих процессов насосных агрегатов СНТ 32 [3] и СНТ 40 [4], позволили впервые выявить причины формирования в приводе ВНА крутильных колебаний резонансного характера. Эти факты говорят о несовершенстве динамических свойств исследованных насосных агрегатов, функционирование которых характеризуется высокой виброакустической активностью.

Полученные экспериментальным методом спектры виброскоростей на двигателе и гидроблоках силового насоса СНТ 32 подтвердили наличие в системе резонанса и позволили установить существенное взаимодействие между крутильными и линейными вибрациями агрегата в частотном диапазоне 0-200 Гц [5].

Результаты работ [2-5] объясняют одну из основных причин отказов гидроблоков (пульсации высокого давления рабочей жидкости) и подшипников качения силовых передач, подверженных интенсивным вибрационным нагрузкам.

При разработке новых НС типа СНД (СНД 100/32, СНД 200/32 и др.) в конструкцию их ВНА внесен ряд усовершенствований:

– изменена структура ВНА: от одного двигателя приводятся три насоса (силовой трехплунжерный, шестеренный для смазки агрегата и подпиточный центробежный);

– в качестве приводного электродвигателя принят асинхронный двигатель (АД) типа 2ЭДКОФ-250М4-У5 ($n_c=1500$ об/мин) с жесткой механической характеристикой

($S_n = 1,5\%$) и низким моментом инерции ротора ($J_p = 0,6 \text{ кгм}^2$), номинальной мощностью ($P_{2n} = 55 \text{ кВт}$), допускающий нагрузку 75 кВт в режиме S–60 мин [6];

– в целях повышения надежности и долговечности деталей и узлов в условиях действия пульсирующих и вибрационных нагрузок в конструкцию гидроблоков и подшипниковых узлов агрегата внесен ряд конструктивных и технологических изменений [1].

Усилены корпуса гидроблоков и подшипники качения, по которым фиксировалось значительное количество отказов при работе их в составе НС СНТ 32 и СНТ 40. Типы, размеры и характеристики высококачественных подшипников качения фирм SKF (Швеция), KOYO (Япония) и Минского подшипникового завода выбраны из условия обеспечения ресурса на менее 15 000 ч. [1], см. табл. 1.

Таблица 1

Типы, размеры и характеристики подшипников ВНА СНД 100/32

Место установки	Кол-во	Тип подшипника, его размеры, мм	Характеристика подшипника
Приводной вал	2	3616 КН ГОСТ 5721-75 (22316MBW33) 80x170x58	Роликовый радиальный сферический двухрядный
Эксцентриквал	2	3628 АМН ГОСТ 572175 (22328 АСМВ W33) 140x300x102	Роликовый радиальный сферический двухрядный
Сопряжение шатуна с эксцентриком	3	3003134 НК 5 (23034 МА W33) 170x260x67	Роликовый сферический виброустойчивый
Сопряжение шатуна с толкателем	6	NK 150/35, SKF 50x68x35	Подшипник игольчатый
Привод подпиточного насоса	2	4307 KOYO 35x80x31	Шариковый радиальный двухрядный

Вместе с тем, данные отчета Донгипроуглемаша (о надежности насосных станций за 2007 год) и информация БТО ОТК завода «Горловский машиностроитель» (о выходе из строя насосных станций в период с октября 2006 года по апрель 2009 года) свидетельствуют, что по прежнему имеет место значительное число отказов подшипников в сопряжениях: шатуна с эксцентриковым валом (3003134 НК 5 и 23034 МА W 33), шатуна с ползуном-толкателем (NK 150/35 SKF) и других (см. табл. 1), а также корпусов гидроблоков. Из 20 НС, наблюдавшихся в 2007 г., 11 СНД 200/32 продолжали работать, отработав нормативный ресурс, 4 – находились в ремонте, 5 НС (4 СНД 200/32 и 1 СНД 100/32) были выведены из эксплуатации, не выработав нормативного ресурса.

Эти данные говорят о необходимости дополнительных исследований динамических свойств ВНА и влияния динамических процессов, формируемых при функционировании насосных агрегатов СНД, на надежность и ресурс высоконапряженных деталей привода и силового насоса.

Постановка задач исследований. Задачами данной работы являются:

- исследование динамических свойств и вибрационных процессов ВНА насосных станций СНД 100/32 (СНД 200/32) с учетом особенностей их структуры и динамических параметров;

- оценка влияния динамики рабочих процессов на вибрационную нагруженность и надежность наиболее напряженных деталей и узлов ВНА.

Изложение материала и результаты. Для решения поставленных задач динамическую модель ВНА НС типа СНД 100/32 (СНД 200/32) можно представить согласно

[7] в виде системы: «асинхронный двигатель – понижающая зубчатая передача – силовой насос – повышающая зубчатая передача – подпиточный насос», рис.1 (влиянием шестеренного насоса для смазки агрегата пренебрегаем).

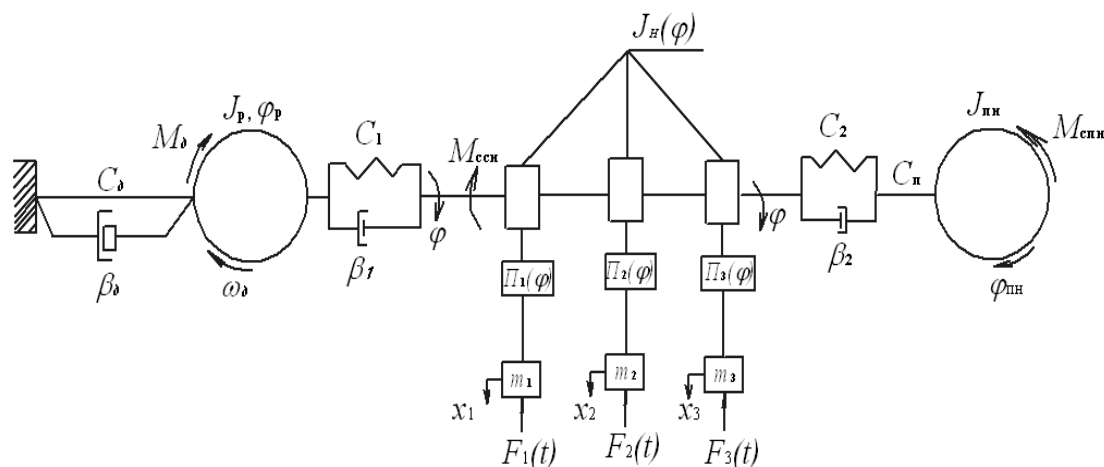


Рис. 1. Динамическая модель ВНА с общим приводом силового и подпиточного насосов (все параметры крутильной системы приведены к валу АД)

На рис. 1 обозначены:

J_p, φ_p – момент инерции и угол поворота ротора АД;

ω_d, C_d, β_d – соответственно угловая скорость, коэффициенты крутильной жесткости и демпфирования АД;

C_1, β_1 – коэффициенты жесткости и демпфирования понижающей зубчатой передачи ($U_1=2,5$);

$M_{сспн}$ – момент сил сопротивления в приводе силового насоса;

φ – угол поворота эксцентрикового вала;

$J_n(\varphi)$ – переменный момент инерции силового насоса с кривошипно-шатунными механизмами в приводе поршней;

$\Pi_1(\varphi)=\Pi_2(\varphi)=\Pi_3(\varphi)$ – нелинейная функция преобразования вращательного движения эксцентрикового вала в возвратно-поступательное движение поршней;

$$\Pi(\varphi) = x \approx r[1 - \cos \varphi + 0,25\lambda(1 - \cos 2\varphi)],$$

где r – радиус кривошипа;

$\lambda=r/l$ - отношение r к длине l шатуна.

m_1, m_2, m_3 - массы поршневых блоков;

x_1, x_2, x_3 – линейные координаты ползунов;

$F_1(t), F_2(t), F_3(t)$ – силы давления рабочей жидкости на плунжера;

C_2, β_2 – коэффициенты крутильной жесткости и демпфирования повышающей зубчатой передачи ($U_2=87/17 \approx 5,12$);

C_n – коэффициент крутильной жесткости приводного вала подпиточного насоса;

J_{nn} – момент инерции рабочих колес подпиточного насоса;

$M_{спн}$ – момент сил сопротивления в приводе подпиточного насоса.

В рассматриваемой сложной динамической системе ВНА можно выделить следующие парциальные системы (с одной степенью свободы):

1) электромеханическую систему привода агрегата, динамические свойства которой определяются в основном параметрами двигателя и силового насоса;

2) систему «КШМ – насос», ее динамические свойства определяются нелинейной функцией $\Pi(\varphi)$ КШМ и соотношением между собственной частотой колебаний поршневого комплекта и частотой возмущений;

3) крутильную систему привода подпиточного насоса от эксцентрикового вала (через повышенную зубчатую передачу), динамика которой существенно зависит от соотношения между собственной частотой и возмущающими частотами от эксцентрикового вала КШМ, от зубчатой передачи и рабочего процесса центробежного насоса, а также от степени динамической уравновешенности рабочих колес при угловой скорости вращения

$$\omega_{nH} = \frac{\pi \cdot n_{nH}}{30} = \frac{\pi \cdot 3020}{30} \approx 316 \text{ с}^{-1}.$$

Анализ динамических свойств привода ВНА. Пренебрегая упругими и диссипативными свойствами зубчатых передач и других звеньев механической части агрегата, уравнение динамики его движения, как парциальной системы, записываем в виде

$$\left[J_p + J_n(\varphi) \right] \frac{d\omega_\partial}{dt} + 0,5\omega_\partial^2 \frac{dJ(\varphi)}{d\varphi} = M_\partial - M_c. \quad (1)$$

Уравнение (1) нелинейное с переменными коэффициентами в левой части. В правой части (1) M_∂ соответствует динамической характеристике АД

$$\omega_\partial = \omega_0 \left[1 - \nu \left(M_\partial + T_s \frac{dM_\partial}{dt} \right) \right], \quad (2)$$

где ω_∂ , ω_0 – угловые скорости ротора двигателя и скорость его идеального холостого хода ($\omega_0 = \frac{\omega_c}{p}$, с^{-1} ; ω_c – круговая частота питающей сети, p – число пар полюсов);

T_s – электромагнитная постоянная времени АД ($T_s = \frac{1}{\omega_c S_k}$, с , где $\omega_c = 2\pi f_c = 314 \text{ с}^{-1}$ при $f_c = 50 \text{ Гц}$; S_k – критическое скольжение АД)

$$S_k = \left(1 - \frac{\omega_\partial}{\omega_0} \right) \left(\xi + \sqrt{\xi^2 - 1} \right),$$

где $\xi = \frac{M_k}{M_n}$ – перегрузочная способность АД, M_k , M_n критический и номинальный момент АД;

$\nu = \frac{S_k}{2M_k}$ – крутизна статической характеристики АД.

Переменный момент инерции насосов $J_n(\varphi)$ можно представить в виде:

$$J_n(\varphi) = \bar{J}_n + \tilde{J}_n(\varphi) \approx \bar{J}_n = \text{const}, \quad (3)$$

где \bar{J}_n – постоянная составляющая суммы приведенных моментов инерции силового и подпиточного насоса;

$\tilde{J}_n(\varphi)$ – переменная часть момента инерции силового насоса, которой в первом приближении можно пренебречь.

С учетом допущения $\tilde{J}_n(\varphi) = 0$, уравнение (1) примет вид

$$\left(J_p + \bar{J}_n \right) \frac{d\omega_\partial}{dt} = M_\partial - M_c. \quad (4)$$

Решая совместно уравнения (2) и (4), получим

$$vT_{\text{э}}J_{\text{ПА}} \frac{d^2\omega_{\text{д}}}{dt^2} + vJ_{\text{ПА}} \frac{d\omega_{\text{д}}}{dt} + \frac{\omega_{\text{д}}}{\omega_0} = 1 - v \left(M_c + T_{\text{э}} \frac{dM_c}{dt} \right), \quad (5)$$

где $J_{\text{ПА}} = J_p + \bar{J}_n = \text{const}$ – приведенный к валу АД момент инерции агрегата.

Для линеаризации уравнения (5), представим $M_c(t) = \bar{M}_c + \tilde{M}_c(t)$, а $\omega_{\text{д}}(t) = \bar{\omega}_{\text{д}} + \tilde{\omega}_{\text{д}}(t)$ [3]. Постоянную составляющую $\bar{\omega}_{\text{д}}$ определим, пользуясь статической характеристикой АД при $\bar{M}_{\text{д}} = \bar{M}_c$:

$$\bar{\omega}_{\text{д}} = \omega_0(1 - v\bar{M}_c). \quad (6)$$

Подставив (6) в (5), после ряда преобразований получим линеаризованное дифференциальное уравнение динамики привода ВНА в виде неоднородного уравнения второго порядка относительно переменной составляющей скорости АД $\tilde{\omega}_{\text{д}}$

$$\frac{d^2\tilde{\omega}_{\text{д}}}{dt^2} + 2n \frac{d\tilde{\omega}_{\text{д}}}{dt} + k^2\tilde{\omega}_{\text{д}} = W(t), \quad (7)$$

где $n = 0,5T_{\text{э}}^{-1}$ – характеристика диссипативных свойств АД, $k^2 = (vT_{\text{э}}J_{\text{ПА}}\omega_0)^{-1}$ – квадрат собственной круговой частоты колебаний привода;

$$W(t) = -\frac{1}{J_{\text{ПА}}} \left(\frac{\tilde{M}_c(t)}{T_{\text{э}}} + \frac{d\tilde{M}_c(t)}{dt} \right) \quad (8)$$

$W(t)$ – функция возмущения, характеризующая воздействия на привод полезных технологических сил сопротивления $M_{\text{сч}}(t)$ и сил инерции $M_{\text{си}}(t)$ [3].

Суммарный момент сопротивления $M_c(t)$, приведенный к валу АД, можно представить в виде

$$M_c(t) = M_{\text{сч}}(t) + M_{\text{спн}}(t) = \bar{M}_c + \tilde{M}_{\text{сч}}(t) + \tilde{M}_{\text{си}}(t), \quad (9)$$

где \bar{M}_c – средняя составляющая полезной технологической нагрузки в приводе силового и подпиточного насосов;

$\tilde{M}_{\text{сч}}(t)$ – переменная составляющая технологической нагрузки (силовое возбуждение);

$\tilde{M}_{\text{си}}(t)$ – переменная составляющая момента сопротивления, обусловленная действием инерционных сил в приводе насоса с КШМ с функцией положения $\Pi(\varphi)$ (кинематическое возбуждение) [2,3].

Переменными составляющими $\tilde{M}_{\text{спн}}(t)$ в нагрузке подпиточного насоса в первом приближении можно пренебречь. Однако необходимо определить их частотный спектр при оценке возможности резонансных режимов.

Определив $\tilde{M}_{\text{сч}}(t)$, $\tilde{M}_{\text{си}}(t)$ и $W(t)$, можно решить уравнение (7) и установив амплитуды и частоту крутильных колебаний ротора АД, оценить неправомерность его угловой скорости $\omega_{\text{д}}$ и возможность резонансных режимов [3].

Анализ динамических свойств подсистемы «КШМ – насос» выполнен в работе [8], ее результаты объясняют физическую сущность явлений внутренней и внешней виброактивности ВНА, а также дают рекомендации по способам исключения резонанса на частоте собственных колебаний поршневых блоков.

Необходимые для решения управления (7) параметры АД и насосного агрегата приведены в табл. 2

Таблица 2

Параметры АД 2 ЭДКОФ-250М4-У5 и ВНА СНД 100/32

№ п/п	Наименование параметра	Формула для расчета	Значение параметров
1	Номинальный момент АД, Н·м	$M_H = \frac{9550P_{2H}}{n_c(1-S_H)}$	355,5
2	Критическое скольжение АД,	$S_K = S_H \left(\xi + \sqrt{\xi^2 - 1} \right)$	0,09
3	Крутизна статической характеристики АД, (Н·м) ⁻¹	$\nu = \frac{S_K}{2M_K}$	41,10 ⁻⁶
4	Электромагнитная постоянная времени АД, с	$T_{\mathcal{E}} = (\omega_c S_K)^{-1}$	0,0354
5	Механическая постоянная времени АД, с	$T_M = \nu \omega_0 J_p$	0,00394
6	Отношение постоянных времени АД	$\nu_T = \frac{T_{\mathcal{E}}}{T_M}$	8,98
7	Приведенный к валу АД момент инерции агрегата, кгм ²	$J_{ПА} = J_p + J_m + J_{\text{вв}} + U_1^{-2}(J_n + U_2^2 J_{ПН})$	1,17
8	Механическая постоянная привода ВНА, с	$T_{МА} = \nu \omega_0 J_{ПА}$	0,0077
9	Отношения постоянных времени привода	$\nu_{ТП} = \frac{T_{\mathcal{E}}}{T_{МА}}$	4,61
10	Коэффициент крутильной жесткости АД, Нм/рад	$C_{\delta} = 2pM_K$	4408,2
11	Собственная частота привода без учета демпфирования, с ⁻¹	$K_n' = \sqrt{\frac{C_{\delta}}{J_{ПА}}}$	60,77
12	Коэффициент вязкости демпфирующих сил, с ⁻¹	$n = 0,5T_{\mathcal{E}}^{-1}$	14,12
13	Относительный коэффициент демпфирования	$\delta = \frac{n}{K_n}$	0,23
14	Собственная частота колебаний привода с учетом демпфирования, с ⁻¹	$K_n = K_n' \sqrt{1 - \delta^2}$	59,1
15	Частота возмущений от эксцентрикового вала КШМ, с ⁻¹	$\omega_{\mathcal{E}} = \frac{\pi m_{\mathcal{E}}}{30}$	61,86
16	Отношение основной частоты возмущений к собственной	$z = \frac{\omega_{\mathcal{E}}}{K_n}$	1,046

Как следует из таблицы 2, электропривод ВНА работает в режиме резонанса: $z \approx 1,05$ при высоких значениях $v_{ТП} = 4,61$.

При этом коэффициент динамичности процесса крутильных колебаний, как известно [3], можно определить по приближенной формуле $K_{\delta} \approx \sqrt{v_{ТП}} \approx 2,14$, что свидетельствует о значительных амплитудах колебаний скорости двигателя ω_{δ} и его момента M_{δ} .

Для получения сопоставимых данных о крутильных колебаниях в приводе ВНА насосных станций СНД 100/32 и СНТ 32, решим уравнение (7) также применительно к работе силового насоса в режиме разгрузки:

$$M_{счн}(t) \approx 0; M_c(t) = \tilde{M}_{cu}(t) = 114,3 \sin(\omega_3 t + 54^{\circ}14') [3].$$

Для этого режима определим согласно (8) функцию возмущения $W(t)$

$$\begin{aligned} W(t) &= -J_{ПА}^{-1} (T_3^{-1} 114,3 \sin(\omega_3 t + 54^{\circ}14') + 114,3 \omega_3 \cos(\omega_3 t + 54^{\circ}14')) = \\ &= -Q_1 \sin(\omega_3 t + 54^{\circ}14') = -6626 \sin(\omega_3 t + 54^{\circ}14'), \text{ рад} / \text{с}^3 \end{aligned} \quad (10)$$

где $Q_1 = |6626|$ рад/с³ – амплитуда первой гармоники $W(t)$, характеризующая скорость изменения ускорения.

Решением уравнения (7) при учете возмущения только от первой гармоники будет

$$\tilde{\omega}_{\delta} = \tilde{\omega}_{\delta}^{(1)} \sin(\omega_3 t + \psi_1 - \Delta_1) \quad (11)$$

$$\text{где } \Delta_1 = \arctg \frac{2n\omega_3}{K_{np}^2 - \omega_3^2} = 79^{\circ}11'.$$

Согласно [3], амплитуда первой гармоники угловой скорости АД с учетом коэффициента динамичности $K_{\delta} \approx 2,14$ будет

$$\tilde{\omega}_{\delta}^{(1)} = \frac{Q_1}{\sqrt{(K_{np}^2 - \omega_3^2) + 4n^2 \omega_3^2}} = 3,73 \text{ рад} / \text{с}$$

Размахи $\tilde{\omega}_{\delta}$ при крутильных колебаниях ротора на частоте $61,86 \text{ с}^{-1}$ составляют $2\tilde{\omega}_{\delta}^{(1)} = 7,46 \text{ рад} / \text{с}$, а неравномерность скорости АД – 4,8%. При принятых допущениях ($C_1 = \infty$, $\beta_1 = 0$), такими же будут крутильные колебания эксцентрикового вала КШМ. Фактически частотный спектр крутильных колебаний шире, так как функция $\Pi(\varphi)$ в общем случае обуславливает полигармонические колебания $\tilde{M}_{cu}(t)$ [2].

В режиме разгрузки силового насоса с крутильными вибрациями, обусловленными действием неуравновешенных сил инерции в КШМ, суммируются вибрации в понижающей зубчатой передаче и повышающей передаче в приводе подпиточного насоса, который работает на слив.

При работе ВНА в номинальном режиме ($Q = 100$ л/мин, $P = 32$ МПа), крутильные и осевые вибрации, от рассмотренных выше причин, дополняются резонансными крутильными колебаниями, вследствие гидродинамического (силового) воздействия на привод $M_{счн}(t)$ от полезной технологической нагрузки: $M_{счн}(t) \approx 300 + 42 \cos \omega_3 t - 12 \cos 2\omega_3 t$, Нм [3].

Таким образом, динамические свойства и вибрационные процессы в ВНА СНД 100/32 (СНД 200/32) качественно полностью совпадают с аналогичными характеристиками ВНА СНТ 32 с АД типа ВРП225-М4 и АИУМ225-М4 с $n_c = 1500$ об/мин, см. [3].

Следовательно, валы силовых передач, детали КШМ и указанные в табл. 1 подшипники, а также гидроблоки высоконапорного насоса испытывают при функционировании не только средние нагрузки, соответствующие номинальной мощности двигателя (55 кВт), но и интенсивные крутильные и осевые полигармонические вибрации. Последние обусловлены гидродинамическими процессами в рабочих камерах силового насоса, при импульсной подаче жид-

кости в напорную магистраль и динамическими нагрузками от неуравновешенных инерционных сил, формирующихся в приводе силового насоса с КШМ. Под действием указанного спектра нагрузок сопряжения шатунов с эксцентриками и толкателями – ползунами, коренные подшипники эксцентрикового вала и другие силовые детали подвергаются усталостному износу. С увеличением зазоров возрастают значения вибрационных параметров до опасных значений, увеличивается интенсивность износа сопряженных деталей, что приводит к снижению их ресурса и росту вероятности отказов [8].

Так, например, на СНД 100/32 (зав. №29) при эксплуатации на шахте «Бутовская», 28.05.08 г. вышли из строя 2 подшипника NKI50/35SKF и подшипник 3003134HKS в шатуне, 04.06.08 произошло разрушение сепаратора такого же подшипника на другом шатуне, а также выявлен износ подшипника 3003134H5 на третьем шатуне.

На СНД 100/32 (зав. №6, ш. Вергелевская) с 22.01.07 г. по 05.10.07 г. произведена замена трех гидроблоков из-за трещин в корпусе, 24.10.07 г. произошло разрушение подшипника NKI50/359KF и толкателя.

Аналогичные виды отказов зарегистрированы при эксплуатации СНД 100/32 (зав № 9, 21, 42, 50, 75), а также СНД 200/32 (зав. № 1, 7, 12, 13, 15, 20). Отказы в приводе подпиточного насоса (разрушение подшипников 4307 и колес СНД40.02407) устранялись на СНД 100/32 (зав. №59, 75) и СНД 200/32 (зав.№1).

Опыт эксплуатации СНД 100/32 показал, что малонадежным узлом ВНА является также подпиточный центробежный насос и его шестеренчатый привод. Фиксировалось значительное число отказов зубчатого колеса ($z = 87$; $m = 3$), вала шестерни ($z = 17$; $m = 3$) и подшипников 4307КОУО. На первом этапе отказы объяснялись неудачной (консольной) конструкцией приводного вала, однако и при двухопорной конструкции не анализировалось влияние динамических свойств этой парциальной системы на ее надежность.

В первом приближении ее динамическую модель можно представить одномассовой упругой системой, подверженной действию вибраций в зубчатой передаче и момента $M_{снн}(t)$, см. рис. 1.

Используя конструктивные данные ВНА СНД 100/32, определены расчетом оценки:

- коэффициента крутильной жесткости $C_n = 3190$ Нм/рад приводного вала насоса;

- момента инерции рабочих колес $J_{ПН} \cong 0,02$ кг.м²;

- частоты собственных крутильных колебаний подпиточного насоса

$$K_{ПН} = \sqrt{\frac{C_n}{J_{ПН}}} = 400 \text{ с}^{-1} (63,6 \text{ Гц})$$

Частотный спектр вибраций центробежных насосов обусловлен, как известно [9], сложными гидродинамическими и механическими процессами, поэтому, для определения возможности резонансных колебаний в этой системе, целесообразно установить $K_{ПН}$ и частотный спектр $M_{снн}(t)$, экспериментальным путем.

Важно также исключить возможность кавитационных явлений в рассматриваемой системе ВНА.

Выводы и направления дальнейших исследований. Результаты выполненных исследований и данные об отказах ВНА НС СНД 100/32 свидетельствуют о необходимости совершенствования их динамических свойств с целью снижения вибрационных нагрузок и повышения проектной и эксплуатационной надежности насосных агрегатов.

Этого можно достичь следующими путями:

1) уточнением исходных расчетных данных на основе исследований динамики ВНА и совершенствования методики расчетов деталей на усталостную прочность и износ при действии интенсивных вибраций;

2) изменением динамической структуры ВНА, с целью исключения активных источников вибрации и резонансных режимов колебаний в системе на основе оптимизации ее динамических свойств.

Второй путь представляется более эффективным и перспективным, способ его реализации заключается в переходе на безредукторный привод силового насоса от тихоходного электродвигателя [3].

Библиографический список

1. Косарев В. В. Новые насосные станции ГП «Донгипроуглемаш» для механизированных крепей / В. В. Косарев, Н. И. Стадник, Ю. И. Варшавский // Уголь. – 2007. – № 12. – С. 45 – 48.
2. Гуляев В. Г. Анализ кинематических и динамических свойств кривошипно-шатунного механизма в приводе насосного агрегата / В. Г. Гуляев, К. В. Гуляев, С. А. Анохина // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2007. – Випуск 13(123). – С. 44 – 56.
3. В. Г. Гуляев Крутильные колебания в электромеханическом приводе насосного агрегата и некоторые способы их устранения / В. Г. Гуляев, К. В. Гуляев, С. А. Анохина // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2008. – №1. – С. 34 – 43.
4. Гуляев В. Г. Влияние характеристик электродвигателей на крутильные колебания и виброактивность привода насосных агрегатов для механизированных крепей / В. Г. Гуляев, С. А. Анохина // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2008. – Вип. 16(142). – С. 84 – 96.
5. Гуляев В. Г. Экспериментальный метод определения вибрационных параметров высоконапорных насосных агрегатов для механизированных крепей / В. Г. Гуляев, В. А. Яценко, С. А. Анохина // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2008. – Випуск 16(142). – С. 97 – 105.
6. Пархоменко А. И. Взрывозащищенные асинхронные электродвигатели / А. И. Пархоменко, И. Г. Ширнин, А. К. Маслий. – М.: Недра, 1992. – 192 с.
7. Гуляев В. Г. Динамические модели для исследования виброактивности насосных агрегатов в системах гидропривода механизированных крепей / В. Г. Гуляев, К. В. Гуляев, С. А. Анохина // Наукові праці ДонНТУ. Серія: Гірничо-електромеханічна. – 2007. – Вип. 14(127). – С.81 – 92.
8. Гуляев В. Г. Исследование виброактивности высоконапорных насосных агрегатов с кривошипно-шатунными механизмами в приводе / В. Г. Гуляев, С. А. Китаева // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2009. – №1. – С. 117 – 125.
9. Григорьев Н. В. Вибрация энергетических машин / Н. В. Григорьев. – Л.: Машиностроение, 1974. – 464 с.

Надійшла до редколегії 22.09.2009

Виконано аналіз динамічних властивостей і експлуатаційної надійності насосних агрегатів типу СНД 100/32. Обґрунтована доцільність оптимізації їх динамічних властивостей з метою підвищення надійності.

Ключові слова: насосні агрегати, динамічні властивості, вібрація, надійність, двигун, кривошипно-повзунний механізм, поршневі гідроблоки

The analysis of dynamic properties and reliability of SND 100/32 pump units has been carried out. The need for dynamic properties optimization in order to increase their reliability has been proved.

Key words: high-pressured pump units, dynamic properties, vibration, reliability, gearing, slider-crank mechanisms and piston hydro-blocks

УДК 621.65

Е.А. ТРИЛЛЕР (КИИ ДонНТУ)
 Э.А. ПЕТЕЛИН (КИИ ДонНТУ)
 Е.И. НАДЕЕВ (КИИ ДонНТУ)
 Э.Н. НЕМЦЕВ (КИИ ДонНТУ)
 А.И. ГАНЗА (КИИ ДонНТУ)
 В.В. КАЛИНИЧЕНКО (КИИ ДонНТУ)

ВЫБОР НАСОСОВ И ТРУБОПРОВОДОВ ДЛЯ ТУШЕНИЯ ПОЖАРА В КОПРАХ И НАДШАХТНЫХ ЗДАНИЯХ

Предложена методика расчета разветвлённого трубопровода и выбора насоса для тушения пожара в копрах и надшахтных зданиях. На основании закона сохранения энергии составлено общее уравнение разветвлённой гидравлической сети. Представлены результаты расчета разветвлённого трубопровода и сделан выбор насоса для тушения пожара в копре главного подъёма в условиях шахты "Родинская" ГП "Красноармейскуголь".

Ключевые слова: расчет, насос, трубопровод, гидравлическая сеть, энергия, уравнение, пожар, копер, надшахтное здание, диаметр, напор, подача, расход, безопасность

Расчёт и выбор насосов и трубопроводов для тушения пожара в копрах и надшахтных зданиях, на наш взгляд, может рассматриваться с нескольких точек зрения: теоретической, требований правил безопасности и прикладной.

1. Теоретический аспект

Рассчитывая сложную разветвлённую сеть трубопроводов, иногда приходится решать систему уравнений методом последовательных приближений, что усложняет решение поставленной задачи и за этим теряется физический смысл явления в гидросистеме.

В работе предлагается составить общее уравнение разветвлённой гидравлической сети на основании закона сохранения энергии.

Энергия, переданная насосом в гидравлическую сеть, расходуется на подачу жидкости потребителям и её расход на преодоление гидравлических сопротивлений и подачу жидкости на заданную высоту.

Составим уравнение сохранения секундной гидравлической энергии жидкости в системе трубопроводов от насоса до точки истечения жидкости у потребителей:

$$E_k + E_p = \sum_{i=1}^j E_{ki} + \sum_{i=1}^{\ell} E_{pi} + \sum_{i=1}^m E_{gi} + \sum_{i=1}^n E_{ri}, \quad (1)$$

где E_k – кинетическая энергия, переданная насосом в сеть, Дж,

E_p – потенциальная энергия, переданная насосом в сеть, Дж,

$\sum_{i=1}^j E_{ki}$ – сумма кинетических энергий жидкости в выходных сечениях потребителей,

Дж,

$\sum_{i=1}^{\ell} E_{pi}$ – сумма потенциальных энергий жидкости на уровне выходных сечений потребителей, Дж,

Дж,

$\sum_{i=1}^m E_{gi}$ – сумма потерь энергии на гидравлическое трение, Дж,

$\sum_{i=1}^n E_{ri}$ – сумма потерь энергий на местных сопротивлениях, Дж.

Поскольку мы рассматриваем расход энергии за секунду, то уравнение (1) можно назвать уравнением баланса мощности и записать в следующем виде:

$$N_k + N_p = \sum_{i=1}^j N_{ki} + \sum_{i=1}^{\ell} N_{pi} + \sum_{i=1}^m N_{gi} + \sum_{i=1}^n N_{ti}, \quad (2)$$

где N_k – мощность, переданная насосом на покрытие потерь напора (для цилиндрического трубопровода), Вт,

$$N_k = \frac{v^2 \rho Q}{2} = \frac{Q^3 \rho}{2S^2} = \frac{8Q^3 \rho}{\pi^2 D_t^4}, \quad (3)$$

v – скорость движения потока жидкости, м/с,
 ρ – плотность потока жидкости, кг/м³,
 Q – подача насоса (объёмный расход жидкости), м³/с,
 S – площадь поперечного сечения трубопровода, м²,
 D_t – диаметр нагнетательного трубопровода насоса, м,
 N_p – мощность, переданная насосом для перемещения жидкости на уровень выходных сечений потребителей, Вт:

$$N_p = P \cdot Q, \quad (4)$$

P – избыточное давление, создаваемое насосом, Па.

$\sum_{i=1}^j N_{ki}$ – мощность движущегося потока жидкости в выходных сечениях потребителей, Вт:

$$\sum_{i=1}^j N_{ki} = \sum_{i=1}^j \frac{8Q_i^3 \rho}{\pi^2 D_i^4}, \quad (5)$$

Q_i – объёмный расход жидкости в трубопроводе i -го потребителя, м³/с,

D_i – диаметр трубопровода i -го потребителя, м,

$\sum_{i=1}^{\ell} N_{pi}$ – мощность, расходуемая на преодоление противодействия, Вт:

$$\sum_{i=1}^{\ell} N_{pi} = \sum_{i=1}^{\ell} Q_i \rho g H_i, \quad (6)$$

H_i – геометрическое положение выходного сечения i -го потребителя относительно плоскости сравнения, м

g – ускорение свободного падения, м/с²,

$\sum_{i=1}^m N_{gi}$ – потери мощности на местных сопротивлениях, Вт:

$$\sum_{i=1}^m N_{gi} = \sum_{i=1}^m A_{gi} \ell_i Q_i^3 \rho g, \quad (7)$$

A_{gi} – единичное сопротивление по длине (сопротивление прямой трубы длиной 1 м) i -го потребителя¹, c^2/m^6 ,
 ℓ – длина i -го трубопровода, м,

$\sum_{i=1}^n N_{pi}$ – потери мощности на местных сопротивлениях, Вт:

$$\sum_{i=1}^n N_{pi} = \sum_{i=1}^n \xi_i A_{pi} Q_i^3 \rho g, \quad (8)$$

ξ_i – коэффициент местного сопротивления²,

A_{pi} – единичное местное сопротивление (сопротивление фасонной детали)³, c^2/m^5 .

После подстановки всех составляющих в уравнение баланса мощности, получим, Вт:

$$\frac{8Q^3 \rho}{\pi^2 D_t^4} + PQ = \sum_{i=1}^j \frac{8Q_i^3 \rho}{\pi^2 D_i^4} + \sum_{i=1}^{\ell} Q_i \rho g H_i + \sum_{i=1}^m A_{gi} \ell_i Q_i^3 \rho g + \sum_{i=1}^n \xi_i A_{pi} Q_i^3 \rho g, \quad (9)$$

Принимая во внимание, что напор насоса определяется из выражения, м:

$$H = \frac{P}{\rho g}, \quad (10)$$

разделим обе части уравнения (9) на ρg и решим его относительно H :

$$\frac{8Q^3 \rho}{\pi^2 D_t^4 g} + HQ = \sum_{i=1}^j \frac{8Q_i^3 \rho}{\pi^2 D_i^4 g} + \sum_{i=1}^{\ell} Q_i H_i + \sum_{i=1}^m A_{gi} \ell_i Q_i^3 + \sum_{i=1}^n \xi_i A_{pi} Q_i^3,$$

получим необходимый напор насоса, м:

$$H = \frac{1}{Q} \left(\sum_{i=1}^j \frac{8Q_i^3 \rho}{\pi^2 D_i^4 g} + \sum_{i=1}^{\ell} Q_i H_i + \sum_{i=1}^m A_{gi} \ell_i Q_i^3 + \sum_{i=1}^n \xi_i A_{pi} Q_i^3 - \frac{8Q^3 \rho}{\pi^2 D_t^4 g} \right), \quad (11)$$

из уравнения неразрывности потока подача насоса определяется как, m^3/c :

$$Q = \sum_{i=1}^n Q_i, \quad (12)$$

2. Требования правил безопасности

Анализ требований правил безопасности [2] показывает, что в последних практически отсутствует информация о расходе воды для тушения пожара в копрах и надшахтных зданиях.

Данная информация представлена в "Инструкции по противопожарной защите угольных шахт" как дополнение к п.6.1.3 "Правил безопасности в угольных и сланцевых шахтах". Так, например, в п.2.2 данной инструкции указано, что "Разводка пожарных трубопроводов на поверхности шахты, расход воды на наружное пожаротушение, водозаборные сооружения и насосные станции должны удовлетворять требованиям строительных норм и правил".

В п.2.8 ограничиваются минимальные значения диаметров трубопроводов: "... к каждому стволу шахты и между зданиями и сооружениями прокладывается водопровод расчётным диаметром, но не менее 100 мм между зданиями и не менее 150 мм – к стволам".

Как следует из п.2.9 "Для противопожарной защиты стволов и приёмных площадок в надшахтном здании устанавливается не менее трёх пожарных кранов условным диаметром 70 мм ... и ... у пожарных кранов должны находиться пожарные рукава со стволами".

¹ Величина A_{gi} выбирается из таблиц прил. 5 [1]

² Величина ξ_i выбирается из таблиц прил. 4 [1]

³ Величина A_{ri} выбирается из таблиц прил. 5 [1]

Что касается кольцевых трубопроводов с оросителями в устьях стволов, то в соответствии с п.2.10 они "должны обеспечить расход воды: при негорючей крепи ствола – не менее $0,00055 \text{ м}^3/\text{с}$ ($2 \text{ м}^3/\text{ч}$) на 1 м^2 поперечного сечения; при горючей крепи ствола – не менее $0,00166 \text{ м}^3/\text{с}$ ($6 \text{ м}^3/\text{ч}$) на 1 м^2 поперечного сечения".

Из п.2.11 для "орошения шкивов и подшкивной площадки расход воды на пожаротушение должен быть не менее $0,007 \text{ м}^3/\text{с}$ ($25 \text{ м}^3/\text{ч}$) при давлении у оросителей не менее $0,4 \text{ МПа}$ ($4 \text{ кгс}/\text{см}^2$)".

Относительно помещений башенных копров категории А, Б и В в п.2.12 сказано, что они "должны оборудоваться внутренним пожарным трубопроводом в соответствии со строительными нормами и правилами".

Таким образом, мы имеем все необходимые граничные условия для проведения расчёта.

Зная, что диаметр трубопровода определяется как, м:

$$D_i = \sqrt{\frac{4Q_i}{\pi v}}$$

где v – скорость движения потока жидкости в трубопроводе, $v = 1,2 \div 1,7 \text{ м}/\text{с}$.

При заданном значении Q_i для i -го трубопровода можно определить необходимую минимальную величину D_i , обеспечивающую расход жидкости в соответствии с требованиями правил безопасности.

Интересным является тот факт, что в правилах безопасности **не оговорена** (выделено авторами) необходимость одновременной работы всех потребителей, что позволяет подбирать насосы с меньшей подачей, а следовательно более низкой стоимости. Однако данный факт является спорным с той точки зрения, что насосная установка должна быть рассчитана для эксплуатации в экстремальных (наиболее нагруженных) условиях.

3. Прикладное решение

Проведём расчёт разветвлённого трубопровода и выбор насоса для тушения пожара в копре главного подъёма на примере шахты "Родинская" ПО "Красноармейскуголь". Исходные данные для расчёта представлены в табл. 1. Расчётная схема разветвлённой гидравлической сети приведена на рис. 1.

Таблица 1

Исходные данные для расчёта пожарного трубопровода и выбора насоса

№ п/п	Наименование потребителя	Расход воды (Q_i), $\text{м}^3/\text{с}$
1	Орошение подшкивной площадки и шкивов	$0,00700 \text{ м}^3/\text{с}$
2	Пожарный ствол внутреннего пожаротушения	$0,00500 \text{ м}^3/\text{с}$
3	Водяная завеса в устье ствола	$0,01572 \text{ м}^3/\text{с}$
4	Наружное пожаротушение	$0,01000 \text{ м}^3/\text{с}$
5	Общий расход воды	$0,03772 \text{ м}^3/\text{с}$
		($136 \text{ м}^3/\text{ч}$)

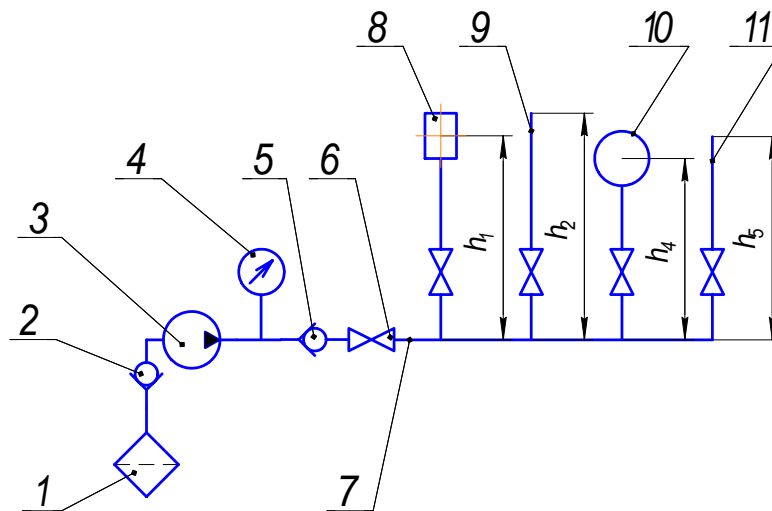


Рис. 1. Расчётная схема разветвлённой гидравлической сети
 1 - фильтр, 2 - обратный клапан, 3 - насос, 4 - манометр, 5 - обратный клапан,
 6 - задвижка, 7 - нагнетательный трубопровод, 8 - дренажная установка орошения
 подшивной площадки, 9 - пожарный ствол внутреннего пожаротушения,
 10 - пожарный ствол внешнего пожаротушения,
 11 - дренажная установка водяной завесы главного ствола

Согласно характеристике насоса ЦНС 180-90 при подаче $136 \text{ м}^3/\text{ч}$ напор насоса равен $92,5 \text{ м}$, что соответствует области оптимального режима работы насоса.

Список литературы

1. Гейер В.Г. Гидравлика и гидропривод: учеб. для вузов / В.Г. Гейер, В.С. Дулин, А.Н. Заря. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1991. – 331 с.: ил.
2. НПАОП 10.0-1.01-05 Правила безпеки у вугільних шахтах. Управління організації державного нагляду у вугільній промисловості департаменту державного гірничого нагляду Державного комітету України з нагляду за охороною праці. Департамент з надзвичайних ситуацій і охорони праці Міністерства палива та енергетики України на підставі постанови Кабінету Міністрів України від 18.02.2004 р. №186. К.: Відлуння, 2005. – 398 с.
3. Збірник інструкцій до правил безпеки у вугільних шахтах. Державний комітет України з нагляду за охороною праці, Міністерство палива та енергетики України на підставі постанови Кабінету Міністрів України від 06.07.2002 р. №939. Донецьк: Донеччина, 2003. – 416 с.: іл.

Надійшла до редколегії 11.12.2009

Запропоновано методику розрахунку розгалуженого трубопроводу та вибору насоса для гасіння пожежі в копрах і надшахтних будівлях. На підставі закону збереження енергії складено загальне рівняння розгалуженої гідравлічної мережі. Представлено результати розрахунку розгалуженого трубопроводу та зроблений вибір насоса для гасіння пожежі в копрі головного підйому в умовах шахти "Родинська" ДП "Красноармійськвугілля".

Ключові слова: розрахунок, насос, трубопровід, гідравлічна мережа, енергія, рівняння, пожежа, копер, надшахтна будівля, діаметр, напір, подача, витрата, безпека

The method of calculation of the ramified pipeline and choice of pump is offered for extinguishing of fire in head-frame and above mine buildings. On the basis of law of conservation of energy worked out a general equation of the ramified hydraulic network. The results of calculation of the ramified pipeline are presented and the choice of pump is done for extinguishing of fire in the head-frames of the main getting up in the conditions of mine "Rodinskaya" GP "Krasnoarmeyskugol".

Key words: calculation, pump, pipeline, hydraulic network, energy, equation, fire, head-frame, above mine building, diameter, pressure, serve, expense, safety

УДК 622.232

П.А. ГОРБАТОВ (д-р.техн.наук, проф., ДонНТУ)

Н.М. ЛЫСЕНКО (канд.техн.наук, доц., ДонНТУ)

Н.И. ПОДОБЕДОВ (магистрант, ДонНТУ)

ОПТИМАЛЬНОЕ ПРОЕКТИРОВАНИЕ ПОДСИСТЕМ ПОДВЕСКИ И ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА ПРОХОДЧЕСКИХ КОМБАЙНОВ МЕХАТРОННОГО КЛАССА

Предложена методика установления рациональных параметров, математическая и структурная модели для оптимального проектирования подсистем подвески и перемещения исполнительного органа в составе проходческих комбайнов следующего поколения на основе дальнейшего развития разработок в этой области. Такие подсистемы призваны обеспечить автоматизированную стабилизацию среднего уровня мощности электродвигателя подсистем привода исполнительного органа, что позволит повысить технический уровень рассматриваемых машин.

Ключевые слова: проходческий комбайн, подсистема подвески исполнительного органа, оптимальное проектирование, математическая модель, рациональные параметры, структурная модель

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. В числе основных причин имеющего место снижения темпов проведения подготовительных выработок комбайновым способом в Украине - недостаточный уровень интеллектуализации процессов управления функциональными движениями этих сложных технических объектов, что не позволяет в полной мере реализовать их потенциальные возможности. В этой связи дальнейшее совершенствование проходческих комбайнов на основе реализации автоматизированных режимов работы и современного мехатронного подхода при проектировании, направленное на решение проблемы повышения темпов проходческих работ, представляется актуальной научной и практической задачей.

Анализ исследований и публикаций. В стандарте Украины [1] для проходческих комбайнов (ПК) стреловидного типа указывается на необходимость обеспечения режимов автоматизированной стабилизации на заданном соответствующими уставками уровне нагрузки электродвигателя (ЭД) подсистем привода исполнительного органа (ИО) путем бесступенчатого регулирования для этих органов рабочей (по выемке) скорости перемещения V_{Π} (режим стабилизации среднего значения мощности P ЭД) или частоты вращения ротора n ЭД (режим стабилизации среднего уровня момента M на валу ИО).

Рассмотрим первый из указанных режимов, называемый также минимальным вариантом, который характеризуется следующими особенностями: $V_{\Pi} = var$, $n = const$, скорость резания $V_p = const$, средняя толщина стружки на резцах $h = var$, теоретическая производительность $Q = var$, $P = const$.

Перемещения ИО со скоростью V_{Π} обеспечивает подсистема подвески и перемещения ИО (подсистема ППО), которая в соответствии с системным представлением ПК [2] включает (см. рис.1): турель 1; раму стрелы 4 и расположенные в ней корпусные узлы ЭД и редуктора подсистемы привода исполнительного органа (ПИО); гидропривод регулирования положения ИО на основе пар гидродомкратов 2, 3 и 6, 7, а также пары гидродомкратов телескопирования (на рис.1 условно не показаны), обеспечивающих 3 степени свободы при перемещении ИО; сам исполнительный орган со средним диаметром расположения вершин резцов $D_{ср}$ и частотой вращения $n_{об}$.

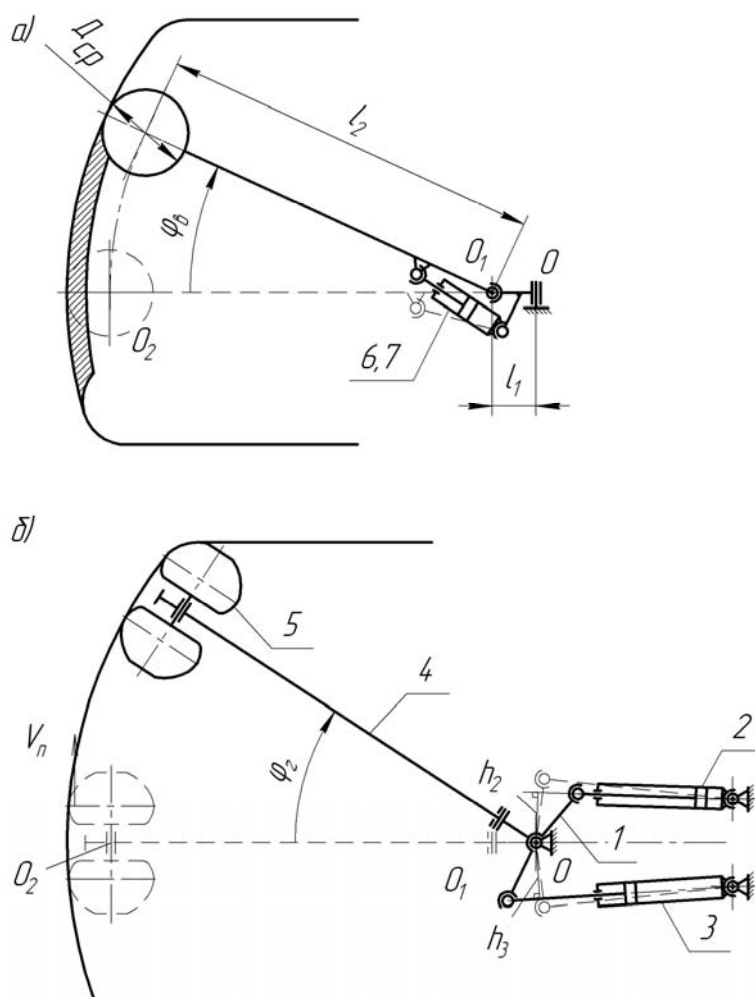


Рис. 1. Расчетная схема для определения параметров подсистемы ППО:

а) $\varphi_2 = 0$, б) $\varphi_0 = 0$

Минимальный вариант применительно к очистным комбайнам достаточно давно исследован и реализован на практике, см. например, [3 - 5].

Для ПК стреловидного типа также еще в 70 годах XX века были выполнены разработки электрогидравлического регулятора нагрузки, обеспечивающего стабилизацию мощности P ЭД подсистемы ППО машин ПК9рА и 4ПП2 [3]. При этом общие принципы регулирования были заложены аналогичными минимальному варианту для очистных комбайнов [2]. Однако рассматриваемый режим на практике не был реализован, в.т.ч. и для ПК нового поколения КП и КСП.

Применительно к новым разработкам для ПК мехатронного класса следует отметить работы [6, 7], в которых предложена математическая модель регулятора нагрузки (мощности P) в составе проходческого комбайна, на основе модельных исследований выполнена оценка влияния параметров регулирования на ресурс этой машины, показана высокая эффективность опережающего снижения скорости V_{II} до начала обработки породных участков забоя с более высокими прочностными свойствами по критерию ресурсных показателей.

Постановка задачи. Целью настоящих исследований является разработка методики установления рациональных параметров, математической и структурной моделей для оптимального, итерационного характера, проектирования подсистем подвески и

перемещения ИО в составе ПК мехатронного класса на основе дальнейшего дополнения и развития разработок в рассматриваемой области.

Изложение материала и результаты. В качестве объекта исследований в настоящей работе рассматриваются ПК, оснащенные аксиальными фрезерными ИО, при использовании эффективных схем обработки забоя на основе доминирующих горизонтальных (боковых) резов.

Для реализации минимального варианта в составе подсистемы ППО необходимо иметь гидропередачу «насос с регулируемой подачей – исполнительные гидродомкраты» с соответствующей гидроаппаратурой.

Альтернативный вариант дроссельного регулирования гидропередачи путем отвода определенной части подачи нерегулируемого насоса в бак обладает весьма низким КПД и существенным нагревом рабочей жидкости и потому не может считаться перспективным. Регулировать V_{II} можно и с помощью гидропередачи с нерегулируемым насосом при наличии частотно-регулируемого электродвигателя его привода, но этот вариант представляется более сложным, чем вариант использования гидропередачи с регулируемой подачей насоса.

Математическая модель и методика выбора рациональных режимных параметров для оптимального проектирования подсистем ППО мехатронного класса.

Для удобства формализованной записи параметров и характеристик в составе обобщенной математической модели (ММ) при оптимальном проектировании подсистем ППО, неразрывно взаимодействующих при выемке с подсистемами ПИО, воспользуемся основными подходами и векторной формой представления, рекомендуемыми при решении подобных задач оптимизации сложных объектов в работе [8].

С учетом указанного, ММ в общем виде можно представить следующим образом:

$$\left\{ \begin{array}{l} R_o \supset \vec{X}_y, \quad y = 1, \dots, N_y, \\ \vec{F}(\vec{X}_y, \vec{C}) = \text{extr}_y \vec{F}(\vec{X}_y, \vec{C}), \\ \vec{X}_y \in R, \\ R \supset \left\{ \begin{array}{l} K_p \in [K_{pn}; K_{pe}], \quad p = 1, \dots, N_p, \\ \Pi_j \in [\Pi_{jn}; \Pi_{je}], \quad j = 1, \dots, N_j, \\ \Phi_r \in [\Phi_{rn}; \Phi_{re}], \quad r = 1, \dots, N_r. \end{array} \right. \end{array} \right.$$

Здесь приняты следующие обозначения:

R_o – гиперпространство оптимальных значений переменных проектирования (структур и параметров);

$\vec{X}_y(\vec{Y}_y, S_y, \vec{P}_y)$ – вектор переменных проектирования для y -го оптимального варианта;

\vec{Y}_y – вектор управляющих воздействий на ПК при реализации технологического цикла с необходимыми режимными параметрами;

S_y – структурная модель (S-модель) взаимодействующих подсистем ППО и ПИО в составе ПК;

\vec{P}_y – вектор параметров механических (М), силовых электротехнических (СЭ) и гидравлических (СГ), информационно-электронных (ИЭ) компонент создаваемого объекта;

\vec{C} - вектор постоянных проектирования, задаваемых при создании исполнений ПК, максимально адаптированных к конкретным условиям эксплуатации, исходя из области применения и основных макроуровневых характеристик машины в соответствии с требованиями заказчика и ТЗ;

$\vec{F}(\vec{X}_y, \vec{C})$ - вектор-функция цели;

R – гиперпространство проектирования, формируемое возможными значениями переменных проектирования \vec{X}_y ;

K_p – критериальные ограничения, накладываемые на значения соответствующих функций цели (критериев качества); здесь и далее индексы «н» и «в» означают нижние и верхние значения;

Π_j, Φ_r – соответственно параметрические и функциональные ограничения, накладываемые на значения переменных проектирования.

Учитывая известные ограничения объема публикации, ниже рассмотрен вариант, когда подсистема ПИО с исполнительным органом и основные элементы металлоконструкции подсистемы ППО уже спроектированы и решается задача оптимального проектирования гидропривода регулирования скорости V_n подсистемы ППО в составе комбайна.

В этом случае для решения поставленных задач в качестве основной функции цели устанавливается целесообразным выбрать критерий стабилизации средней мощности P :

$$\Delta P = (P_v - P)P^{-1} = (P - P_n)P^{-1} \leq \Delta P_3,$$

где: P_v и P_n – границы «коридора» автоматизированного поддержания заданного среднего уровня P ; ΔP_3 – заданные значения критерия.

Постоянные проектирования характеризуются вектором \vec{C} , отражающим: тип забоя (смешанный, породный); геометрические параметры выработки, в.т.ч. угольного пласта; свойства вмещающих пород как объектов разрушения; заданные заказчиком или ТЗ значения минимально допустимой теоретической производительности Q и максимально допустимых удельных энергозатрат W при разрушении пород с максимальным значением предела прочности при одноосном сжатии $\sigma_{сжв}$.

Кроме того, в состав вектора \vec{C} необходимо ввести векторы параметров электродвигателя с питающей электросетью и редуктора подсистемы ПИО $\vec{C}_{эп}$, резцов \vec{C}_p и схемы их набора на ИО $\vec{C}_{сн}$, основных элементов металлоконструкций подсистемы ППО (турели, рамы, стрелы и др.) $\vec{C}_{мк}$.

Однако, если в процессе выполнения итерационных процедур проектирования выяснится, что значения ранее установленных параметров вышеуказанных составляющих вектора \vec{C} применительно к электротехническим – C_3 (электродвигателю, пусковой аппаратуре) и (или) механическим – M (ИО и редуктору подсистемы ПИО, основным элементам металлоконструкций подсистемы ППО) компонентам не являются рациональными, то должна выполняться задача их корректирующего проектирования. В этом случае указанные структурные единицы должны включаться в состав вектора \vec{P}_y параметров компонент проектируемого объекта. При этом необходимо, безусловно, в состав вектор-функции цели \vec{F} ввести дополнительно критерии, отражающие, например, ресурсные показатели механических компонент подсистем ПИО и ППО, металлоемкость металлоконструкций подсистемы ППО и др.

Вектор управляющих воздействий \vec{Y}_y формируют следующие характеристики и параметры: рациональные схемы обработки забоя; поперечные площади вынимаемых слоев породы $S_c = f(\Delta\varphi_\theta, B_3)$; рациональный диапазон регулирования скорости подачи ИО $V_n \in [V_{nh}; V_{nv}]$ и соответствующие значения толщин стружек на резах h_n и h_θ , которые будут формироваться, прежде всего, при боковых резах при известном значении параметра V_p . Здесь $\Delta\varphi_\theta$ и B_3 - угловой шаг поворота стрелы в вертикальной плоскости и величина заглубления ИО в массив.

Здесь и в дальнейшем, учитывается наличие известных кинематических изменений V_n и S_c , будем рассматривать соответствующие параметры, зависящие от этих величин, при номинальном положении ИО, соответствующем нулевым значениям углов поворота турели влево-вправо (φ_2) и рамы стрелы вверх-вниз (φ_6), см. рис.1.

Предлагается следующая итерационного характера методика установления рациональных значений управляемых режимных параметров V_n и S_c , определяющих производительность ПК Q , см. рис.2, где \bar{P} - средний уровень мощности ЭД подсистемы ПИО.

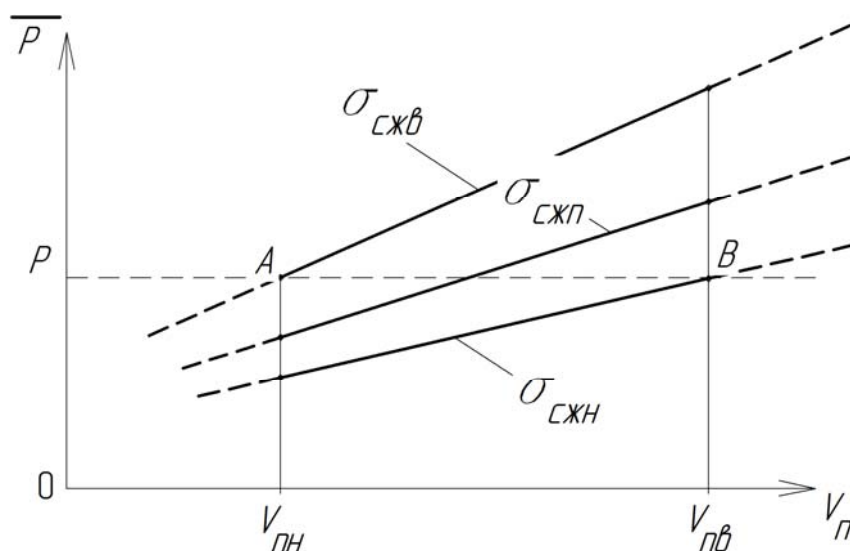


Рис. 2. К установлению параметров $V_n \in [V_{nh}; V_{nv}]$ и $\sigma_{сжн}$

Значение мощности P определяется, исходя из параметров подсистемы ПИО, которые должны быть гармонизированы с функциональными ограничениями $\Phi_r(P_{уст}, P_{ном}(SN), H_a)$, т.е. $P \leq \Phi_r$. Здесь: $P_{уст}$ - устойчивая мощность ЭД в составе подсистемы привода; $P_{ном}(SN)$ - номинальная тепловая мощность ЭД в режиме работы SN ; $H_a(K_n \geq [K_n], K_\theta \geq [K_\theta])$ при заданной долговечности) - параметры, характеризующие надежность редуктора, K - запасы прочности («п») и выносливости («в») расчетные и требуемые (в квадратных скобках).

Далее необходимо задаться значением $S_c = f(\Delta\varphi_\theta, B_3)$ и по имеющимся методикам выполнить построение оценочной зависимости средних уровней мощности $\bar{P} = \bar{P}(V_n)$ при выемке пород с $\sigma_{сжв}$. Абсцисса точки А на рис.2 определяет нижнюю границу регулирования скорости подачи V_{nh} при $\sigma_{сж} = \sigma_{сжв}$. При этом должны выполняться условия:

$$S_c \cdot V_{nn} \geq \begin{cases} Q \\ P(60W)^{-1} \end{cases}$$

Если указанные условия не выполняются, то необходимо произвести соответствующие проектные итерации.

Далее путем построения промежуточных зависимостей $\bar{P} = \bar{P}(V_n)$ при снижающихся значениях $\sigma_{сжс}$ (на рис.2 показана зависимость при промежуточном значении $\sigma_{сжс} = \sigma_{сжпн}$) находится предел прочности $\sigma_{сжпн}$, соответствующий оценочной прямой, проходящей через точку В с координатами $(V_{пв}; P)$.

Здесь верхнее значение скорости $V_{пв}$ применительно к фрезерному исполнительному органу аксиального типа при боковых резах определяется, исходя из существующего функционального ограничения толщин стружки h_e по радиальному вылету l_p используемого инструмента при известном количестве резцов m в одной линии резания:

$$V_{пв} = \frac{0,6V_p l_p m}{\pi D_{ср}}$$

Т.о., устанавливается диапазон регулирования $V_n \in [V_{пн}; V_{пв}]$ и соответствующий ему диапазон $h \in [h_n; h_e]$ при реализации режима стабилизации мощности P при выемке пород с $\sigma_{сжс} \in [\sigma_{сжпн}; \sigma_{сжв}]$.

Рассмотрим формирование вектора \vec{P}_y основных параметров проектируемых традиционных гидравлических S_r (гидропередача «насос с регулируемой подачей – исполнительные гидродомкраты» с соответствующей гидроаппаратурой), электротехнических S_3 (ЭД для привода насоса, пусковая аппаратура) компонент подсистем ППО и интеллектуального характера информационно-электронных ИЭ (регулятор режимов работы - РР) структурных единиц в составе ПК.

Вектор \vec{P}_{y2} при выборе основных параметров S_r компонент подсистемы ППО можно записать следующим образом:

$$\vec{P}_{y2}(Q_{нм}, p_{уст}, S_p),$$

где: $Q_{нм}$ - максимальное значение подачи насоса Q_n ; $p_{уст}$ - устойчивое давление рабочей жидкости в нагнетательной гидролинии; S_p - площади рабочих полостей гидродомкратов (поршневой S_n и штоковой $S_{ш}$).

Устойчивое давление $p_{уст}$ соответствует максимальному среднему уровню давления $\bar{p}_{нм}$ в нагнетательной гидролинии, при котором гидропередача еще работает устойчиво, т.е. предохранительный клапан находится в запертом состоянии [2].

При проектировании гидропередачи применительно к доминирующим боковым резам должны выполняться следующие условия (на примере технического решения подсистем ППО, представленного на рис.1):

$$Q_{нм} \geq \frac{V_{пв}(h_2 S_{ш} + h_3 S_n)}{l_1 + l_2 + 0,5 D_{ср}}; \quad p_{уст} \geq \frac{(l_1 + l_2 + 0,5 D_{ср}) Y_{n.max}}{h_2 S_{ш} + h_3 S_n}.$$

Здесь: h_2, h_3 – плечи гидродомкратов 2 и 3 для поворота рамы стрелы в горизонтальном направлении; l_1 – расстояние между осями поворота турели O и рамы стрелы O_1 ; l_2 – расстояние между осью ИО и осью O_1 ; $Y_{n,max}$ – максимальное значение усилия Y_n на перемещение ИО в горизонтальной плоскости при выемке породного массива.

В качестве функционального ограничения для $p_{уст}$ выступает наименьшее из предельных давлений, допускаемых прочностными свойствами гидромашин и других элементов гидропривода $p_{пр.н}$ [2]. Значение $p_{пр.н}$ определяет уровень давления настройки предохранительного клапана p_k :

$$p_k \leq \frac{p_{пр.н}}{\Pi_y},$$

где Π_y – показатель динамичности давления p_n , формирующегося в нагнетательной гидролинии в режиме сброса рабочей жидкости через предохранительный клапан.

Устойчивое давление можно определить по зависимости [2]:

$$p_{уст} \equiv \bar{p}_{нм} \leq \frac{p_{пр.н}}{\Pi_y \cdot \Pi},$$

где Π – показатель динамичности давления p_n , формирующегося в нагнетательной гидролинии при запортом предохранительном клапане.

Если для маневровых перемещений ИО целесообразно значение скорости $V_{нм} > V_{нв}$, то в зависимость для определения $Q_{нм}$ необходимо вместо $V_{нв}$ подставлять $V_{нм}$.

Вектор $\bar{P}_{yэ}$ при выборе основных параметров C_3 – компонент подсистемы ППО выглядит следующим образом:

$$\bar{P}_{yэ} = (P_{ном.в}(SN), n_{ном.в}),$$

где $P_{ном.в}(SN)$ – номинальная тепловая мощность ЭД для привода насоса с регулируемой подачей в режиме работы SN; $n_{ном.в}$ – номинальное значение частоты вращения ротора электродвигателя.

При этом необходимо обеспечить выполнение следующих условий:

$$P_{ном.в} \geq P_v, \quad n_{ном.в} = n_{ном},$$

где P_v – требуемое значение мощности на перемещение ИО; $n_{ном}$ – номинальная частота вращения ротора насоса.

При выполнении второго условия согласующий редуктор между ЭД и насосом не требуется.

Функциональная и структурная модели подсистем ППО и ПИО в составе ПК мехатронного класса.

Рассматриваемая подсистема ППО совместно с подсистемой ПИО в составе ПК предназначены для выемки горных пород с граничными значениями предела прочности

$\sigma_{сж} \in [\sigma_{сжн}; \sigma_{сжв}]$ при реализации режима стабилизации мощности ЭД подсистемы привода $P \in [P_n; P_v]$ на основе автоматизированного управления скоростью $V_n \in [V_{нн}; V_{нв}]$.

Для реализации указанной функциональной модели минимально необходимы следующие структурные блоки, имеющие собственные функциональные назначения, см. структурную модель (S-модель) на рис.3.

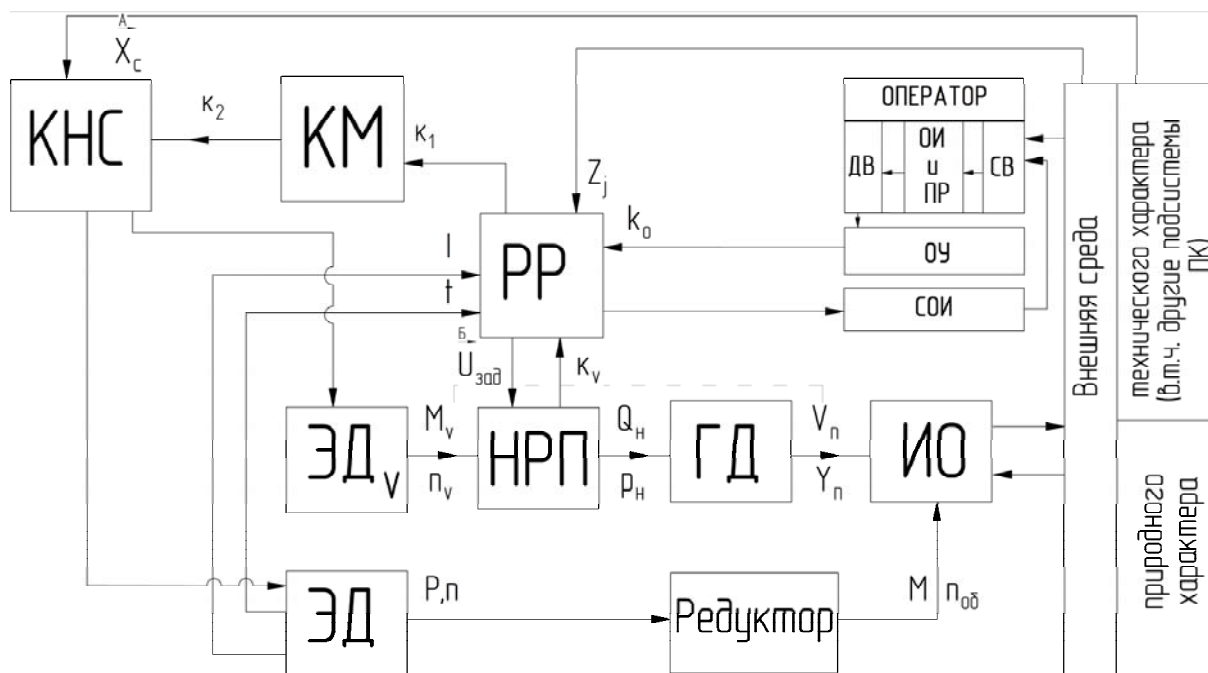


Рис. 3. S модель подсистем ППО и ППО проходческого комбайна мехатронного класса, взаимодействующих с оператором и внешней средой

1. ЭД и редуктор подсистемы ППО.

2. ИО, входящий одновременно в состав подсистем ППО и ППО для обеспечения выемки породы при реализации режимных параметров – скоростей резания $V_p = \frac{\pi D_{cp} n_{об}}{60} = const$ и подачи $V_n = var$, поперечных площадей вынимаемых слоев породы $S_c = f(\Delta\varphi_6, B_3)$.

3. Электродвигатель (ЭД_v), обеспечивающий передачу крутящего момента M_v для привода насоса с регулируемой подачей (НРП) с частотой вращения n_v .

4. Гидропередача «нанос(НРП) – исполнительные гидродомкраты(ГД)».

5. Регулятор режимов работы (РР), как управляющий модуль для формирования управляющего сигнала, например, в виде напряжения постоянного тока $\vec{U}_{зад}$, подаваемого на катушки электромагнитов электрогидрораспределителя. В этом случае электрогидрораспределитель может входить в состав соответствующего гидроблока и его функцией является управление подачей Q_n путем регулирования эксцентриситета e радиально-плунжерного насоса или угла наклона чашки α_n аксиально-плунжерного насоса.

Управляющий сигнал $\vec{U}_{зад}$ формируется РР в результате сравнения тока I статора ЭД подсистемы ПИО и тока уставки I_y , а также в зависимости от величины температуры t обмотки статора ЭД и сигналов Z_j , характеризующих состояние внешней среды (расход и давление в подсистеме пылеподавления и охлаждения; содержание метана в шахтной атмосфере и др.). РР должен также обеспечивать реализацию режима стабилизации заданной скорости перемещения ИО $V_{нз}$, значение и направление которой определяется оператором с помощью задатчика скорости. Этот режим предназначен для маневровых перемещений ИО и может использоваться при возможных нештатных ситуациях, а также (в случае необходимости) при самозарубке и выполнении не доминирующих вертикальных резов.

Для обеспечения работы РР необходима информация о фактических значениях скорости V_n в виде сигналов обратной связи k_v , вырабатываемых, например, с помощью индукционного датчика эксцентриситета e или угла α_n НРП.

Математическую модель РР можно представить следующим образом:

$$\vec{U}_{зад} = \varphi_p(\vec{X}_{вп}; \vec{P}_p).$$

Здесь $\vec{U}_{зад}$ - выходной вектор; $\vec{X}_{вп}(k_0, I, k_v, t, Z_j)$ - входной вектор; k_0 - управляющее воздействие оператора (включить-выключить, задать режим стабилизации P или $V_{нз}$, установить рациональные значения I_y или $V_{нз}$), k_0 также входит в состав вектора управляющих воздействий \vec{Y}_y ; $I \in [I_n; I_e]$ - ток статора ЭД подсистемы ПИО, принятый в качестве основного мониторингового сигнала о нагрузке двигателя, граничные значения которого (I_n, I_e) должны соответствовать «коридору» автоматизированного поддержания заданного уровня мощности $P \in [P_n; P_e]$; $\vec{P}_p(I_y, \tau, V_{нз}, [t], [z_j])$ - вектор основных параметров РР; τ - параметр, характеризующий быстродействие регулятора режимов, величина τ должна обеспечивать реализацию заданного критерия стабилизации ΔP_3 при формировании прогнозируемого представительного значения скорости изменения нагрузки P ; $[t]$ и $[z_j]$ - допускаемые значения (функциональные ограничения) t и z_j .

6. Интерфейс КНС в виде коммутатора силового напряжения – пускателя для подачи или отключения напряжения шахтной электросети $\vec{X}_c(U_c, f_c)$ с действующим значением U_c и частотой f_c по сигналу управления κ_2 .

7. Интерфейс КМ в виде коммутационного модуля, преобразующего управляющий кодовый сигнал κ_1 от РР в сигнал κ_2 управления КНС.

На рис.3 применительно к структурному представлению человека-оператора, взаимодействующего с объектом управления в условиях проходческого забоя, обозначены: СВ – сенсорный вход, обеспечивающий получение соответствующих сведений от средств отображения информации (СОИ); ОИ и ПР – блок обработки информации и принятия решений; ДВ – двигательный выход для реализации управляющих воздействий на органы управления (ОУ).

Выводы и направление дальнейших исследований. Разработанные методика установления рациональных параметров, математическая и структурная модели предназначены для оптимального, итерационного характера, проектирования подсистем подвески и перемещения исполнительного органа в составе проходческих комбайнов ме-

хатронного класу з високими макроуровневими показателями для конкретних умов експлуатації.

Дальніші дослідження повинні бути направлені на структурно-конструктивний (СК) аналіз і СК – інтеграцію синергетического характеру применительно к рассматриваемым объектам, забезпечуючим автоматизовану стабілізацію середнього рівня навантаження ЕД підсистем привода виконавчого органу.

Бібліографічний список

1. Комбайни шахтні прохідницькі зі стріловидним виконавчим органом. Загальні технічні умови. ДСТУ 4520:2006. – Чинний від 2007.01.07. – К.: Держспоживстандарт України, 2007. – 19с.
2. Горные машины для подземной добычи угля / П.А. Горбатов, Г.В. Петрушкин, Н.М. Лысенко и др. – Донецк: ДонНТУ, 2006. – 669с.
3. Автоматизация и автоматизированные системы управления в угольной промышленности / под общей ред. Б.Ф. Братченко. – М.: Недра, 1976. – 383с.
4. Стариков Б.Я., Азарх В.Л., Рабинович З.М. Асинхронный электропривод очистных комбайнов / Б.Я. Стариков, В.Л. Азарх, З.М. Рабинович. – М.:Недра, 1981.-288с.
5. Стадник Н.И. Мехатроника в угольном машиностроении / Н.И. Стадник, А.В. Сергеев, В.П. Кондрахин // Горное оборудование и электромеханика. –М.: Новые технологии, №4, 2007. – С.20-29.
6. Повышение ресурса проходческих комбайнов с аксиальными коронками на основе регулятора нагрузки в системе подачи исполнительного органа / О.Е. Шабаев, А.К. Семенченко, Н.В. Хиценко и др. // Научные труды ДонНТУ. Серия: Горно-электромеханическая. – 2008. – Вып. 16(142) – С.264-273.
7. Оценка эффективности проходческого комбайна с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа / О.Е. Шабаев, А.К. Семенченко, Е.Ю. Степаненко и др. // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2009. – Випуск 1. – С.207-218.
8. Семенченко А.К. Научные основы многокритериального синтеза горных машин как пространственных многомассовых динамических систем переменной структуры: автореф. дис....докт. техн. наук / А.К.Семенченко. - Донецк: ДонГТУ, 1997.-33с.

Надійшла до редколегії 17.03.2010

Запропоновано методику встановлення раціональних параметрів, математична та структурна моделі для оптимального проектування підсистем підвіски і переміщення виконавчого органу у складі прохідницьких комбайнів наступного покоління на основі подальшого розвитку розробок у цій області. Такі підсистеми покликані забезпечити автоматизовану стабілізацію середнього рівня потужності електродвигуна підсистем привода виконавчого органу, що дозволить підвищити технічний рівень розглянутих машин.

Ключові слова: прохідницький комбайн, підсистема підвіски виконавчого органу, оптимальне проектування, математична модель, раціональні параметри, структурна модель

Offered method of establishment of rational parameters, mathematical and structural models for the optimum planning of subsystems of pendant and moving of executive branch in composition the helldrivers of next generation on the basis of further development of developments in this area. Such subsystems are called to provide the automated stabilizing of middle power-level electric motor of subsystems of drive of executive branch, that will allow to promote the technical level of the examined machines.

Key words: mining combine, optimal design, methematic model, rational peparameters, structural model

УДК 622.013.364:553.94

И. В. ФИЛАТОВА (канд. техн. наук, доц., ДонНТУ)

ПОГРЕШНОСТИ ОПРЕДЕЛЕНИЯ КООРДИНАТ ПЛАСТОПЕРЕСЕЧЕНИЙ

В статье рассмотрены вопросы, связанные с оценкой точности определения координат пластопересечений разведочных скважин. Приведен анализ методов расчета пространственного положения оси скважины: экстраполяции данных (формулы прямоугольников по недостатку или избытку), по формулам вписанных (формула касательных) или описанных трапеций, с использованием формулы Симпсона.

Ключевые слова: пластопересечение, скважина, оценка точности, погрешность

Вопросы точности определения координат пластопересечений разведочных скважин имеют большое практическое значение. Координаты точек пространственного положения фиксации данных опробования вычисляются на основе данных съемки устья скважины геодезическими методами и съемкой оси скважины при помощи инклинометров. Общая погрешность определяется тремя составляющими, две из которых зависят от точности съемки, а одна – выбором метода расчета.

По данным Шунтова И. И. [1] при существовавшей плотности сети полигонометрии и триангуляции стандарт определения положения устья скважин не превышает 0,5 м, что соответствует требованиям [2]. Современные методы измерений с использованием спутниковых радионавигационных систем на основе дифференциального метода в зависимости от времени производства измерений обеспечивают заданную точность.

Данные о точности определения зенитных углов инклинометрами ИК-2 и ИШ-2 по данным исследований различных авторов приведены в таблице 1.

Таблица 1

Погрешности определения зенитных углов

Источник информации	Стандарт, мин	Доверительный интервал, мин
Паспортные данные приборов	± 30	
ВНИМИ (по внутренней сходимости измерений) [3]	± 20	
КазИМС Мингео Казахской ССР [4]	± 35	± 16
Шунтов И. И. [1]	± 51	± 15

Погрешность определения магнитного азимута оси скважины зависит не только от погрешности приборов, но и уменьшается с увеличением значения зенитного угла. Данные о точности определения азимуты инклинометрами ИК-2 и ИШ-2 по данным исследований различных авторов приведены в таблице 2.

Магнитное склонение в Донецком бассейне колеблется от 4 до 8 градусов.

Выбор метода расчета пространственного положения оси скважины основывается на следующих положениях:

ось скважины необходимо рассматривать как регулярную простую жордановую кривую, которая состоит из одной ветви, не имеет кратных точек (точек самопересечения) и составлена из конечного числа регулярных дуг;

инклинометр определяет параметры касательной к оси скважины в точке замера.

Расчет пространственного положения оси скважины определяется схемой действий, когда применяются различные формулы приближенного интегрирования. Основными схемами являются: метод экстраполяции данных (формулы прямоугольников по

недостатку или избытку), по формулам вписанных (формула касательных) или описанных трапеций, с использованием формулы Симпсона [15].

Таблица 2

Погрешности определения азимутов

Зенитный угол, град.	Стандарт измерения магнитного азимута, град				
	Паспорт- ные данные приборов	Источник			
		[3]	[5]	[4]	[1]
1	2	3	4	5	6
0,5		73	180	3	46
1		51	140	3	46
1,5		32	70	3	46
2	5	18	70	3	46
3	5	13	36	3	17
4	5	11	12	3	15
5	5	10	8	3	15
6 – 7	5	8	8	3	8
8 – 9	5	7	8	3	8
10 – 11	5	6	8	3	8
12 – 13	5	6	8	3	
14 – 15	5	6	8	3	
16 – 17	5	5	8	3	
18 – 19	5	5	8	3	
20 – 22	5	5	8	3	
23 – 25	5	5	8	3	

Метод экстраполяции данных на весь интервал съемки (вперед или назад) является самым грубым, при большой глубине скважины его погрешности существенно превосходят погрешности инклинометров [6].

Использование расчетных формул вписанных или описанных трапеций дает примерно одинаковые результаты [12]. При использовании формулы вписанной трапеции производится усреднение данных замеров в концах интервала, а для формулы описанной трапеции данные замеров распространяются на половины предыдущего и последующего интервалов.

На практике для аналитических расчетов чаще используется формула вписанной трапеции, а метод описанных трапеций рекомендуется для графического интегрирования [12, 13]. По точности расчетов обе формулы равноценны и погрешности их приближенности значительно меньше погрешностей измерений инклинометрами [6, 7, 14].

Формула Симпсона основана на замене кривой рядом дуг парабол второй степени, проводимых через концы трех ординат. Эта формула дает более строгие результаты, но ее практическое применения имеет смысл в местах резкого изменения кривой. Для интервалов замера искривления оси скважины 20 м от усложнения расчетов точность результатов не повышается.

Несмотря на низкую точность метод экстраполяции данных на весь интервал рекомендуется в учебной и технической литературе [4, 8, 9, 10, 11] и применяется на

практике (Ленинская ГРЭ, Макеевская ГРЭ, где ранее использовались более точные методы). Связано это с тем, что для большинства буровых скважин характерен плавный характер изменения пространственного положения. Важными факторами являются отсутствие преемственности при смене поколений и прекращение технической учебы.

Накопление погрешностей, обусловленных выбором расчетных формул, показано на рис. 1.

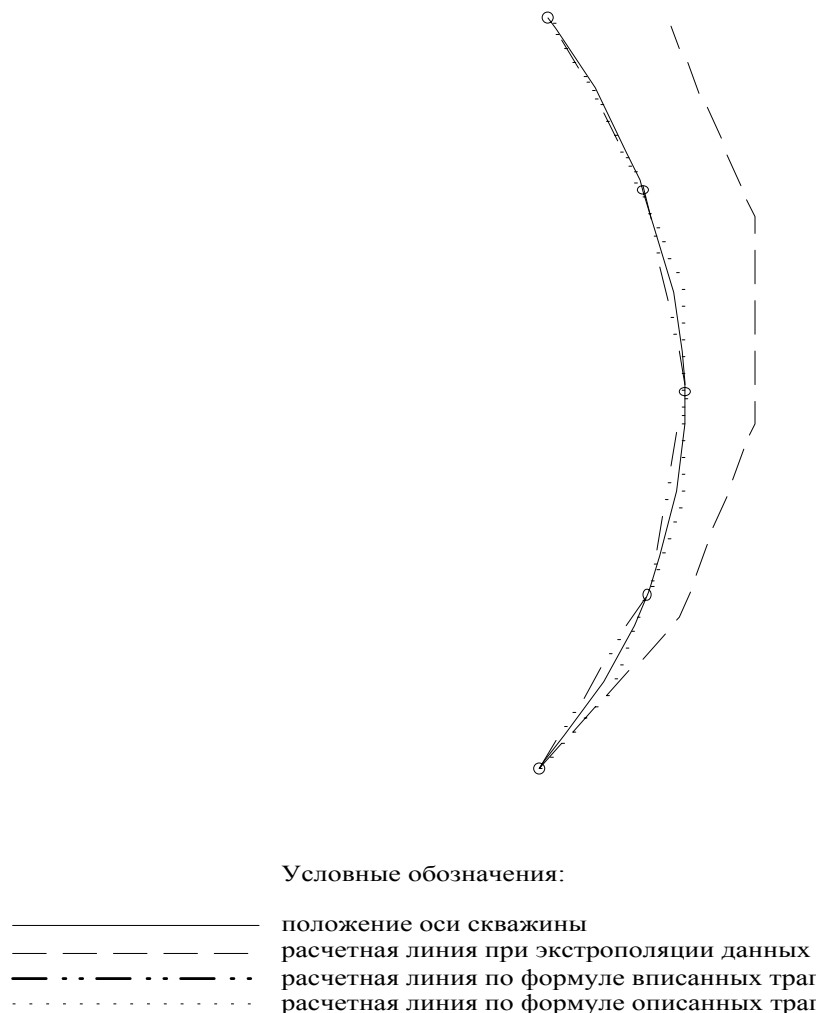


Рис. 1 – Схема накопления погрешностей расчетных формул

Фактические расхождения, обусловленные методом расчета, приведены в табл. 3 на примере данных скважины МТ-338 шахты им. А. Ф. Засядько. Проведенные расчеты позволяют использовать как традиционные методы построения графической документации, так и формировать данные для математического моделирования и автоматизированного графического отображения.

Таблица 3

Вычисление искривлений по скважине МТ-338 ш. им. А. Ф. Засядько

Пласт	Глубина, м	Отметка, м	Зенитный угол		Азимут искривления, град	Магнитное склонение, град	Горизонтальная проекция, м	Вертикальная проекция, м	Координаты, м		Азимут вектора, град	Длина вектора, м
			град	мин								
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
устье	0,00	184,20	0	0	0	6	0,00	0,00	0,00	0,00	0	0,00
	20,00	164,20	1	30	140	6	0,26	20,00	0,25	0,08	18	0,26
	40,00	144,21	2	0	140	6	0,61	19,99	0,71	0,48	34	0,86
	60,00	124,22	2	0	140	6	0,70	19,99	1,02	1,10	47	1,50
	80,00	104,24	2	0	140	6	0,70	19,99	1,05	1,80	60	2,08
	100,00	84,25	2	0	140	6	0,70	19,99	0,81	2,45	72	2,58
	120,00	64,26	2	0	140	6	0,70	19,99	0,32	2,96	84	2,97
	140,00	44,28	2	30	140	6	0,79	19,98	-0,33	3,40	96	3,41
	160,00	24,29	2	30	140	6	0,87	19,98	-1,05	3,88	105	4,02
	180,00	4,31	2	30	140	6	0,87	19,98	-1,78	4,37	112	4,72
	200,00	-15,67	2	0	130	6	0,79	19,98	-2,39	4,86	116	5,42
	220,00	-35,66	1	30	130	6	0,61	19,99	-2,83	5,29	118	6,00
	240,00	-55,65	2	0	125	6	0,61	19,99	-3,25	5,73	120	6,59
	260,00	-75,63	3	0	125	6	0,87	19,98	-3,82	6,39	121	7,44
	280,00	-95,61	3	0	125	6	1,05	19,97	-4,51	7,18	122	8,48
	300,00	-115,58	3	0	130	6	1,05	19,97	-5,23	7,94	123	9,51
	320,00	-135,56	2	0	130	6	0,87	19,98	-5,85	8,55	124	10,36
	340,00	-155,55	1	30	130	6	0,61	19,99	-6,29	8,97	125	10,96
	360,00	-175,54	2	0	130	6	0,61	19,99	-6,73	9,39	126	11,56
	380,00	-195,53	2	30	130	6	0,79	19,98	-7,30	9,94	126	12,33
	400,00	-215,50	3	0	140	6	0,96	19,98	-8,04	10,54	127	13,26
	420,00	-235,47	4	0	155	6	1,22	19,96	-9,14	11,09	129	14,37
	440,00	-255,40	5	0	160	6	1,57	19,94	-10,64	11,53	133	15,69
	460,00	-275,33	5	0	165	6	1,74	19,92	-12,35	11,88	136	17,14
	480,00	-295,25	5	0	160	6	1,74	19,92	-14,06	12,23	139	18,63
	500,00	-315,18	4	30	150	6	1,66	19,93	-15,62	12,77	141	20,18
	510,00	-325,15	4	30	150	6	0,78	9,97	-16,34	13,09	141	20,93
	520,00	-335,12	5	0	155	6	0,83	9,97	-17,11	13,39	142	21,73
	540,00	-355,04	5	0	160	6	1,74	19,92	-18,78	13,89	144	23,36

Примечания:

1. Курсивом показаны данные интерполяции.
2. Ячейки с промежуточными расчетами скрыты от пользователя с целью предотвращения случайной ошибки изменения.

Как следствие неизбежного перехода на геоинформационные системы, математическое моделирование оценки угленосной толщи (на первом этапе – угольного пласта), изменения отношения к горной графической документации не как не основной, а вторичной [16], возникает необходимость точного определения координат точек опробования. При этом пространственное положение производной точки скважины, как одного из основных источников информации о толще пород, должно определяться в той системе координат, которая используется на шахте. Использование графического интегрирования и центральных проекций в полной мере не обеспечивает этого требования.

Выводы:

- приведены данные о погрешностях определения зенитных углов;
- приведены данные о точности определения азимутов, выполненных исследований различных авторов;
- представлена графическая схема накопления погрешностей по выполненным расчетам различных формул;
- приведены фактические расхождения, обусловленные методом расчета, на примере данных скважины МТ-338 шахты им. А. Ф. Засядько;
- необходимо в каталогах координат приводить данные не только по устьям скважин, но и по плаstopересечениям с угольными пластами (подобный опыт имеется по ряду отчетов экспедиций ДонецкГРГП).

Библиографический список

1. Шунтов, И. И. Совершенствование методики геометризации угольных месторождений Донецкого бассейна: диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук / И. И. Шунтов. – Харьков, 1983. – С. 60-66.
2. Маркшейдерские работы на угольных шахтах и разрезах: КД 12.06.203-2000: инструкция. – Минтопэнерго Украины, К., 2001. – С. 6-14.
3. Добкин, И. И. О точности получения координат точки пересечения разведочной скважины с пластом при разведке угля / И. И. Добкин, Ю. И. Рябов // Сборник статей ВНИМИ по вопросам маркшейдерского дела. – М., 1960. – Вып. 35.–С. 25-40.
4. Анищенко А. Я. Погрешности в определении пространственного положения трасс буровых скважин / А. Я. Анищенко, И. Н. Страбыкин // ЭИ ОНТИ ВИЭМС. Серия: Математические методы исследований в геологии. – 1974, – №6. – 16 с.
5. Васильев, Ю. П. Допустимые отклонения стволов скважин от проекта / Ю. П. Васильев, Н. Б. Сивохина, А. С. Бронзов. – М.: Гостоптехиздат, 1963. – 153 с.
6. Кузьмин В. И. О точности способов вычисления координат точек ствола искривленной скважины / В. И. Кузьмин. – 1968 – №5. – С. 20-25.
7. Притчина А. И. Обоснование выбора способа расчета координат точек скважины по данным инклинометрии / А. И. Притчина // Известия вузов. Геология и разведка. – 1972. – № 8. – С. 104-108.
8. Ушаков, И. Н. Горная геометрия / И. Н. Ушаков. – 1962. –С. 79-87.
9. Оглоблин Д. Н. Курс маркшейдерского дела для горняков / Д. Н. Оглоблин, Г. И. Герасименко, С. И. Никольский и др. –К.:Техніка, 1968. – С. 173-175.
10. Справочник по маркшейдерскому делу. – М.: Недра, 1973. – 448 с.
11. Методика разведки угольных месторождений Донецкого бассейна / коллектив авторов. – М.: Недра, 1972. – 340 с.
12. Рыжов Н. А. Геометрия недр / Н. А. Рыжов. – Углетехиздат, 1952. – с. 179-183.
13. Тимофеев Е. П. Горная геометрия / Е. П. Тимофеев, А. П. Рылов. – М.: Недра, 1987. – С. 133-141.

14. Кузьмин В. И. Геометризация и рациональное использование недр / В. И. Кузьмин, С. Э. Мининг. – Москва: Недра, 1991. – С. 10-20.
15. Смирнов, В. И. Курс высшей математики: т. 1 / В. И. Смирнов. – Москва: Наука, 1965. – С. 264-271.
16. Наказ Мінвуглепрому України від 27.12.1999 № 621 "Щодо концепції розвитку ГІС".

Надійшла до редколегії 24.03.2010

У статті розглянуті питання, пов'язані з оцінкою точності визначення координат пластоперетин розвідницьких свердловин. Наведено аналіз методів розрахунку просторового положення осі свердловини: екстраполяції даних (формули прямокутників по недоліку або надлишку), по формулах уписаних (формула дотичних) або описаних трапецій, з використанням формули Симпсона.

Ключові слова: пластоперетин, свердловина, оцінка точності, похибка

The article deals with issues related to the assessment of the accuracy of the coordinates plastopere-secheny exploratory wells. The analysis methods for calculating the spatial position of the axis of borehole: Extrapolation of data (the formula of rectangles of the shortage or excess), inscribed by the formulas (the formula of tangent) or described trapezoids, using the formula of Simpson.

Key words: plastopere-sechenie, well, evaluation of accuracy, error

УДК 622.831.27

Н. И. ЛОБКОВ (канд.техн.наук, ИФГП НАНУ)

А. И. СЕРГИЕНКО (канд.техн.наук, ИФГП НАНУ)

Е.Н. ХАЛИМЕНДИКОВ (ОАО «Угольная компания «Шахта «Красноармейская -Западная №1»)

ОСОБЕННОСТИ ФОРМИРОВАНИЯ ОПОРНОГО ДАВЛЕНИЯ ПРИ ВЕДЕНИИ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Рассмотрены результаты исследований сдвижения породного массива над выработанным пространством лав, установлены особенности формирования опорного давления, позволяющие определять разрушающие напряжения в породных слоях.

Ключевые слова: опорное давление, очистные работы, породный массив, выработанное пространство, угольный пласт, кровля, посадка кровли

Несмотря на значительное развитие горной науки проблема определения величины горного давления, под действием которого происходят обрушения кровли и за-предельные деформирования подготовительных выработок, является открытой.

Сдвижение породных слоев над выработанным пространством, происходящее в процессе выемки угольного пласта, формирует опорное давление впереди очистного забоя и над подготовительными выработками. Интенсивность сдвижения зависит от прочностных характеристик пород, жесткости слоев, основных технологических параметров очистных работ, таких как длина и скорость подвигания лавы, способа управления кровлей.

Применение в качестве выемочного оборудования механизированных комплексов предопределяет повсеместное использование способа управления кровлей полным обрушением. При этом способе отмечаются максимальные прогибы породных слоев над выработанным пространством и формируются повышенные напряжения в зоне опорного давления [1,2]. Максимальные напряжения, возникающие в зоне действия временного опорного давления от прогиба слоев как плит, жестко защемленных с четырех, трех, двух сторон, вызывают разрушение породы. Кровля разрушается крупными блоками или мелкими фракциями в зависимости от прочности породы, характера и

величины действующих напряжений. Большой объем наблюдений позволил сделать выводы, что обрушения кровли в очистных забоях в виде крупных блоков (более 1м) происходят при разрушении пород от действия растягивающих напряжений. Мелкими фракциями обрушается кровля, разрушение которой происходит под действием касательных напряжений. Указанные обрушения кровли ведут к длительным остановкам очистных забоев, потерям добычи угля. Кроме того дополнительные затраты на ликвидацию последствий аварийных обрушений пород увеличивают себестоимость угля. Вышеуказанные причины потерь в угольной промышленности требуют разработки универсального метода прогноза поведения кровли при ведении очистных работ в выемочном поле лавы.

Попытки создания расчетных методов разрушения и обрушения пород в призабойном пространстве лав пологих пластов предпринимали научные школы Донбасса, Ленинграда, Москвы, Алма-Аты и других регионов СНГ. Однако созданные методы удовлетворительно использовались на исследуемых участках угольных пластов. Распространение их на другие бассейны или даже па другие участки одного бассейна давало значительные погрешности в расчетах и требовало дополнительных исследований.

Главной причиной, тормозящей решение данной проблемы, является на наш взгляд недостаточная изученность механизма формирования опорного давления при ведении очистных работ.

Таким образом, целью настоящей работы является установление особенностей формирования опорного давления при ведении очистных работ для оценки параметров предельного состояния пород в очистном забое.

Исследования сдвижения вмещающего массива горных пород над выработанным пространством [3,4,5], позволили установить следующее. Над выработанным пространством породные слои прогибаются и обрушаются последовательно в направлении от пласта к поверхности. Область сдвижения породных слоев **ABCDE** по высоте ограничена, ее высота составляет в среднем 2/3 ширины выработанного пространства (Рис.1). Область сдвижения включает в себя зону беспорядочного обрушения кровли (1), зону упорядоченного обрушения кровли и прогиба слоев с

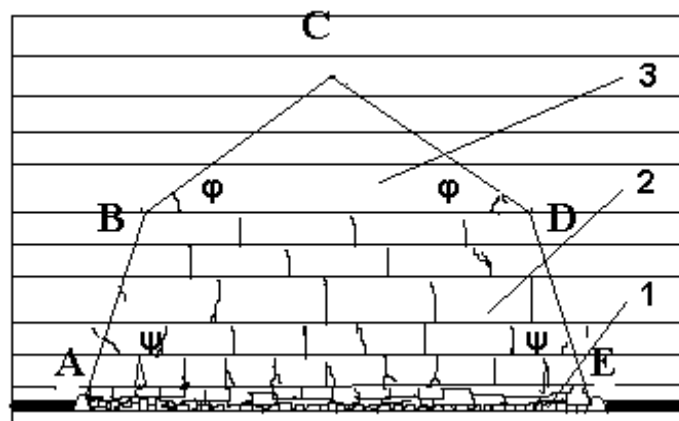


Рис.1. Область сдвижения пород над выработанным пространством

потерей несущей способности (2), зону прогиба слоев без потери несущей способности (3). Зоны (1) и (2) ограничены линиями, проведенными под углом обрушения пород ψ к плоскости залегания пласта, а зона (3) ограничена линиями, проведенными под углом изгиба пород ϕ . Имея область сдвижения кровли логично предположить, что опорное давление формируется изгибом слоев, входящих в эту область. Приведенная на рисунке область сдвижения характеризует напряженно-деформированное состояние породного

массива над выемочным полем отработанной лавы. Формирование области сдвижения начинается с момента отхода лавы от разрезной печи. Максимальный изгиб породных слоев в пределах упругости происходит до первичной посадки. Поэтому, для прогнозирования необходимо знать особенности взаимодействия породных слоев при отходе лавы от разрезной печи вплоть до первичной посадки основной кровли.

Результаты натурных замеров деформаций подготовительных выработок в зоне опорного давления впереди лавы, а также изменений напряженного состояния непосредственной кровли пласта (Рис.2), показали следующее. Размер зоны опорного давления при работе одиночной лавы на глубине 1000-1100м в два, два с половиной раза меньше, чем при примыкании лавы к выработанным пространствам ранее отработанных лав. Это дало возможность предположить, что

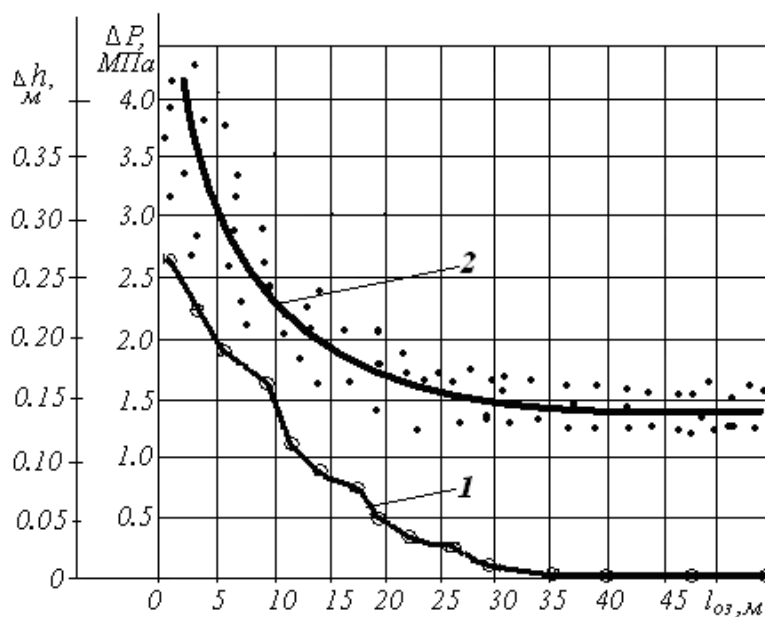


Рис.2. Изменение напряженного состояния ΔP непосредственной кровли (1) и высоты Δh подготовительной выработки (2) в зоне опорного давления впереди лавы

в формировании опорного давления участвует ограниченное число породных слоев, причем в кровле должен залегать также мощный и прочный породный слой, ограничивающий область сдвижения.

Анализ геологического разреза, построенного по геологоразведочным скважинам в месте исследований, подтвердил предположение о строении массива. Поэтому возникла необходимость исследовать характер взаимодействия породных слоев до первичной посадки основной кровли на моделях из эквивалентных материалов. Согласно методике моделирования [6] в моделях, масштабом 1: 300, производилась выемка лав со средней скоростью подвигания 3м/сут. После выемки каждой заходки модель фотографировалась для фиксирования смещений породных слоев над выработанным пространством, и снимались показания датчиков давления. На рисунке 3 представлена одна из схем образования области сдвижения пород перед первичной посадкой основной кровли, наблюдаемых при моделировании. Вмещающий массив, состоящий из породных слоев, представлен балками лежащими одна над другой. По мере выемки угольного пласта происходит изгиб слоя №1 над выработанным пространством, при этом слой №2 и №3 изгибаются вместе с ним и служат

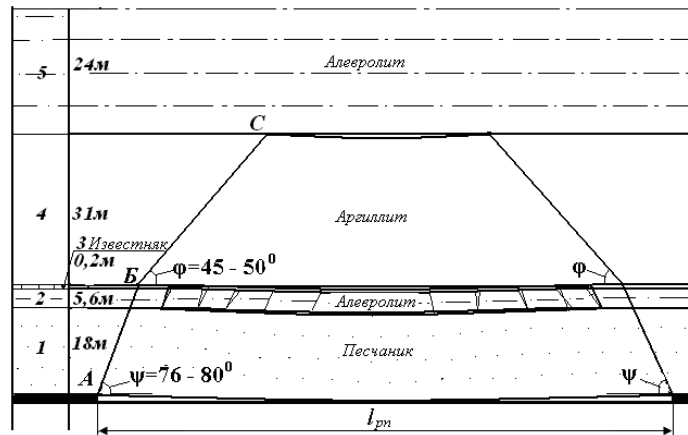


Рис.3. Схема образования области сдвижения пород перед первичной посадкой основной кровли

пригрузкой первому. Максимальная величина изгиба слоя №1 (до обрушения) наблюдается в середине выработанного пространства и ее значение (Рис. 4а) говорит об упругом деформировании слоя. При выемке следующей заходки, над

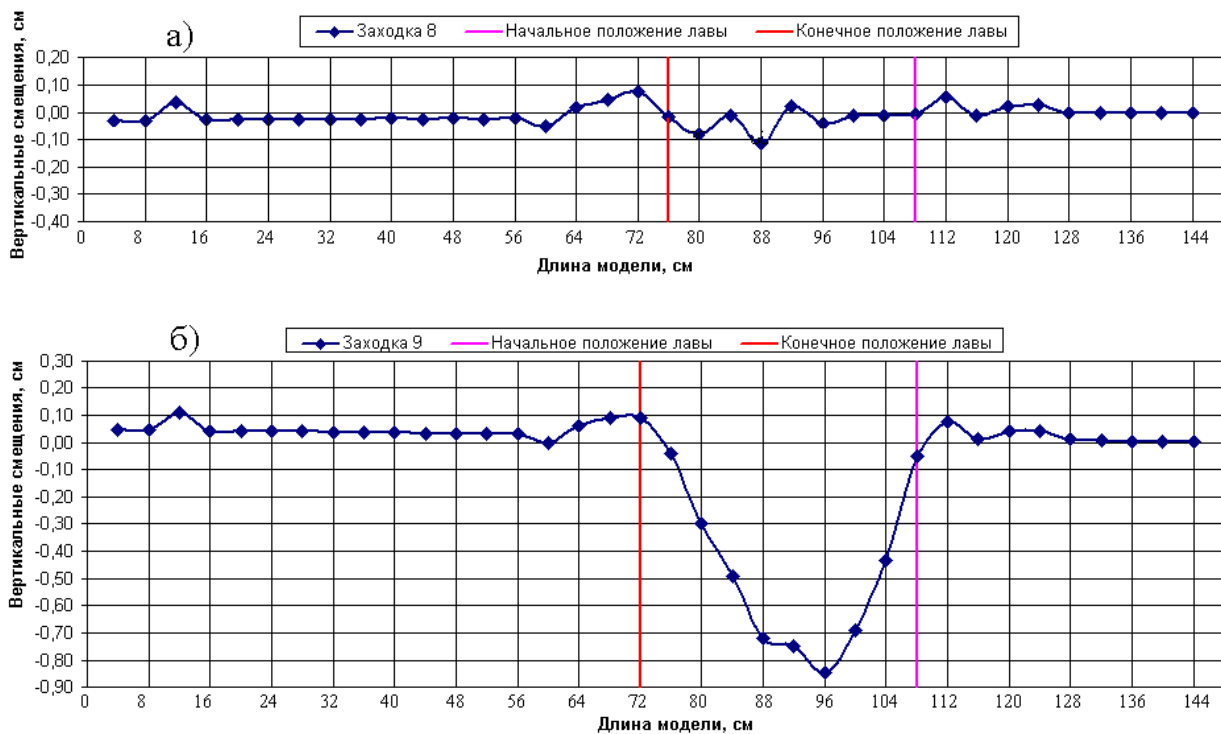


Рис.4 Вертикальные смещения слоя №1 а) перед и б) после первичной посадки выработанным пространством с течением времени наблюдался процесс

нарушения сплошности массива, последующее обрушение слоя №1 и вышележащих слоев (Рис. 4б). Последовательность, количество обрушающихся слоев позволяют определять углы наклона линий обрушения и изгиба над выработанным пространством [5], необходимые для построения области обрушения пород. Параметры области сдвижения пород позволяют установить число слоев, пришедших в сдвижение,

по данным геологоразведки, что дает возможность определять величину опорного давления.

Компьютерное моделирование показывает, что перед первичной посадкой слоя №1 величина опорного давления (P_{on}) на пласт достигает максимального значения (Рис.5а) и составляет около 77 МПа. Значение коэффициента концентрации вертикальных напряжений достигает 5. Величина опорного давления на вышележащие слои не превышает 20 МПа. Это позволяет предположить, что слой №1 несет на себе вес вышележащих слоев, препятствуя их изгибу, и ограничивает величину опорного давления, формируемую этими слоями. Величины максимальных значений опорного давления располагаются левее (в сторону массива) от точки приложения максимального P_{on} , сформированного изгибом слоя №1.

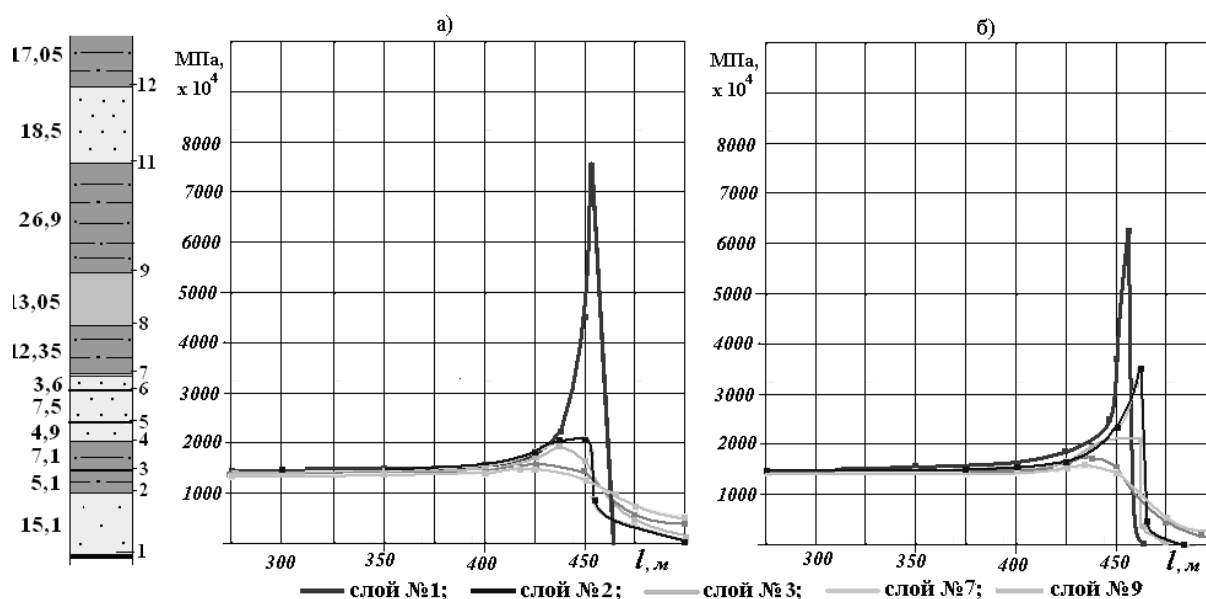


Рис. 5. Изменение напряжений σ_y в породных слоях до а) и после б) обрушения слоя №1

После обрушения слоя непосредственной кровли (Рис.5б), величина опорного давления на угольный пласт уменьшается до 63 МПа, коэффициент концентрации составляет 4,2 МПа. При этом возрастает опорное давление, образованное слоем №2 и вышележащими слоями, его величина достигает 36 МПа. Коэффициент концентрации давления составляет 2,4. Точка приложения максимума этого давления располагается справа (в сторону выработанного пространства) от опорного давления на пласт. Такое перераспределение опорного давления и смещение области его приложения в сторону выработанного пространства подтверждает результаты физического моделирования относительно формирования области сдвижения пород над выработанным пространством.

Как показывают натурные наблюдения, первичная посадка основной кровли происходит при соотношениях мощности обрушающегося слоя к его пролету $1/5 - 1/10$, что является границей между толстыми и тонкими плитами. В этом случае простая замена расчета максимальных напряжений и смещений плиты расчетом балки, а также замена толстой плиты на тонкую будет давать ошибку в 40% и более. Использование математического аппарата расчета изгиба толстой плиты требует огромных временных затрат при существующей вычислительной технике.

Разработанный метод расчета, основанный на замене расчета толстой плиты расчетом изгиба двух, пересекающихся в центре плиты, балок-полосок [7], позволяет с погрешностью не более 10% определять максимальную величину изгиба и напряжений в кровле пласта над выработанным пространством.

Аналитические исследования формирования напряжений в кровле пласта при отходе лавы от разрезной печи к месту первичной посадки кровли, проведенные с помощью разработанного метода расчета, позволяют оценивать предельное состояние пород с учетом особенностей строения вмещающей толщи. На рисунке 6 приведены результаты расчета напряжений в кровле пласта перед первичной посадкой кровли с учетом строения породного массива.

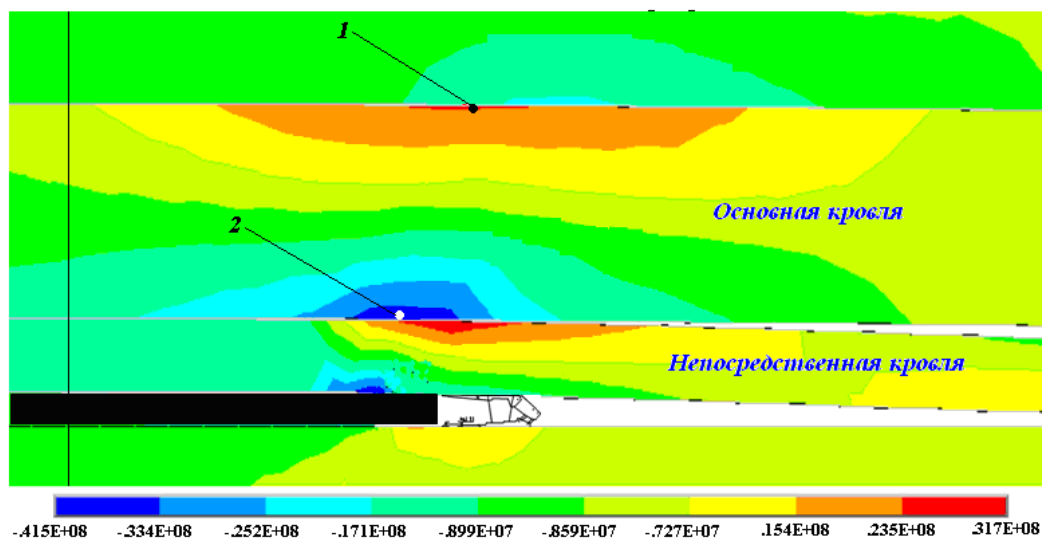


Рис. 6. Распределение горизонтальных напряжений в кровле пласта

Над пластом, отмечается концентрация сжимающих горизонтальных напряжений. На верхней кромке непосредственной кровли сконцентрированы растягивающие напряжения. Аналогично распределены напряжения и в слое основной кровли. В точке 1 сконцентрированы максимальные растягивающие напряжения, а в точке 2 – сжимающие. Учитывая распределение вертикальных напряжений при изгибе слоев, можно определить для данных условий разрушающие напряжения (Рис.6). На верхней кромке слоя действуют вертикальные сжимающие напряжения,

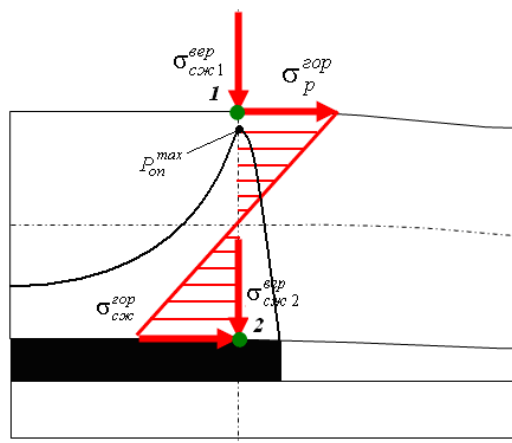


Рис. 6. Схема распределения напряжений в заделке слоя при его изгибе

$\sigma_{сж1}^{вер}$, вызванные опорным давлением $P_{оп}^{max}$, а также горизонтальные растягивающие $\sigma_p^{оп}$. На нижней кромке слоя действуют горизонтальные сжимающие напряжения $\sigma_{сж}^{оп}$ от изгиба слоя и $\sigma_{сж2}^{вер}$, возникшие в результате действия опорного давления и изгиба слоя.

Таким образом, установленные особенности формирования опорного давления позволяют определять разрушающие напряжения в каждом слое, входящем в область сдвижения пород. Применяя энергетический критерий или критерий Кулона-Мора для описания предельного состояния пород можно определить шаг обрушения породного слоя, величину опорного давления, характер и координаты посадки кровли в пределах выемочного поля лавы.

Библиографический список

1. Зборщик М.П. Геомеханика подземной разработки угольных пластов: в 2. т. / М.П. Зборщик, М.А. Ильяшов. – Донецк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2007.–262с.
2. Лобков Н.И. Геодинамическое обоснование характера обрушения кровли в очистных забоях / Н.И. Лобков, В.В. Порубай // Физикотехнические проблемы горного производства. – 2004. – Вып. №7.- С. 181-187.
3. Канлыбаева Ж.М. Закономерности сдвижения пород в массиве / Ж.М. Канлыбаева.– М.: Наука, 1968.– 108 с.
4. Хохлов И.В. Комплексное исследование массива горных пород / И.В. Хохлов. - М.: Наука, 1986.- 163 с.
5. Лобков Н.И. К вопросу о механизме формирования горного давления в лавах пологих пластов / Н.И. Лобков // Физико-технические проблемы горного производства. – 2003. – Вып.№6. – С. 81-87.
6. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов: изд.2. – М.:«Недра», 1978. 256 с.
7. Определение разрушающих напряжений от прогиба слоев над выработанным пространством / Н.И.Лобков, А.И.Сергиенко, Л.В.Сергиенко, Е.Н.Халимендикова, В.М.Куцерубов // Физико-технические проблемы горного производства. – 2007. – Вып.№10 – С. 119-127.

Надійшла до редколегії 24.11.2009

Розглянуто результати досліджень зрушення породного масиву над виробленим простором лав, встановлено особливості формування опорного тиску, які дозволяють визначати руйнівні напруження у породних шарах.

Ключові слова: опорний тиск, очисні роботи, породний масив, вироблений простір, вугільний пласт, покрівля, посадка покрівлі

Results of researches movements a pedigree file over the developed space of lavas are considered, features of formation of the basic pressure are established, allowing to define breaking points in pedigree layers.

Key words: basic pressure, clearing works, the pedigree file, the developed space, a coal layer, a roof, roof planting

УДК 658.345.002

Е.А. СПИРИДОНОВ (ГП КиАЗ «АВИАНТ», г. Киев)

Б. Б. БАНДУРЯН

Н.И. БАЗАЛЕЕВ

В.Ф. КЛЕПИКОВ

В.В. ЛИТВИНЕНКО

Е.М. ПРОХОРОНКО

(Институт электрофизики и радиационных технологий НАН Украины, г. Харьков)

ПРИМЕНЕНИЕ ТЕПЛОВОГО НЕРАЗРУШАЮЩЕГО КОНТРОЛЯ НА ОСНОВЕ ИК - РАДИОМЕТРИИ ДЛЯ ПОВЫШЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ В ГОРНОРУДНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ

Рассмотрены основные характеристики теплового неразрушающего метода контроля. Определены возможности применения термографических исследований для повышения безопасности работ в горнорудной промышленности.

Введение

В тепловых методах неразрушающего контроля (ТНК) используется тепловая энергия, распространяющаяся в объекте контроля. Температурное поле поверхности объекта является источником информации об особенностях процесса теплопередачи, которые, в свою очередь, зависят от наличия внутренних или наружных дефектов. Под дефектом при этом понимается наличие скрытых раковин, полостей, трещин, непроваров, инородных включений и т.д., всевозможных отклонений физических свойств объекта контроля (ОК) от нормы, наличия мест локального перегрева (охлаждения) и т.п. [1].

Различают пассивный и активный ТНК. При пассивном ТНК анализ тепловых полей изделий производят регистрацией их собственного теплового излучения. Активный ТНК предполагает нагрев объекта внешним источником энергии.

Основной характеристикой температурного поля, являющейся индикатором дефектности, служит величина локального температурного перепада. Координаты места перепада, его рельеф или, иными словами, топология температурного поля и его величина в градусах являются функцией большого количества факторов. Эти факторы можно подразделить на внутренние и внешние. Внутренние факторы определяются теплофизическими свойствами контролируемого объекта и дефекта, а также их геометрическими параметрами. Эти же факторы определяют временные параметры процесса теплопередачи, в основном, процесса развития температурного перепада. Внешними факторами являются характеристики процесса теплообмена на поверхности объекта контроля (чаще всего величина коэффициента конвективной теплоотдачи), мощность источника нагрева и скорость его перемещения вдоль объекта контроля [2,3].

Бесконтактные методы теплового контроля основаны на использовании инфракрасного излучения, испускаемого всеми нагретыми телами. Инфракрасное излучение занимает широкий диапазон длин волн от 0,76 до 1000 мкм. На практике в ТНК преимущественно используются два спектральных диапазона 3 ... 5 и 8 ... 14 мкм, совпадающие с окнами максимальной прозрачности атмосферы и являющиеся наиболее информативными. Спектр, мощность и пространственные характеристики этого излучения зависят от температуры тела и его излучательной способности, обусловленной, в основном, его материалом и микроструктурными характеристиками излучающей поверхности [4]. Например, шероховатые поверхности излучают сильнее, чем зеркальные. При повышении температуры мощность излучения быстро растет, а ее максимум

сдвигается в область более коротких длин волн. Эта закономерность характеризуется законом смещения Вина [5].

В основу принципа действия тепловизионных приборов положено двухмерное преобразование собственного теплового излучения от объектов и местности, ил фона, в видимое изображение, что является одной из высших форм преобразования и хранения информации. Наличие в поле зрения регистрируемого теплового контраста позволяет визуализировать на мониторе полутоновые черно-белые, или адекватные им «псевдоцветные», тепловизионные изображения [4].

Тепловизионная техника обладает рядом достоинств и присущих только ей возможностей: обнаружение удаленных теплоизлучающих объектов (или целей) независимо от уровня естественной освещенности, а также до определенной степени - тепловых и других помех (дождя, тумана, снегопада, пыли, дыма и др.).

Тепловизионные программные комплексы позволяют не только получать тепловое изображения объектов с температурным разделением 0,1 К, но и дополнительно обеспечивают [10]:

- одновременную визуализацию инфракрасного и видимого изображения (двухоконный режим работы);
- измерение абсолютной температуры в обособленной точке или объеме;
- возможность защиты и сбережения отдельных термограмм или динамических термографических фильмов;
- возможность выбора различных палитр;
- автоматический выбор динамического диапазона;
- измерения в обособленных точках термограмм превышения температур над заданной;
- измерения существенных тепловых потерь в обособленных точках термограмм;
- измерения суммарных тепловых потерь в ранее выбранном фрагменте объекта с определением площади фрагмента;
- построение термопрофиля в любой позиции;
- построение изотерм;
- установка меток и определение площади участка, температура которого больше (меньше, равна) заданной;
- автоматическое определение максимальной, средней и минимальной температур всей термограммы или отдельного фрагмента.

Термография является эффективным средством технического обслуживания оборудования по текущему состоянию, основанного на прогнозировании запаса надежности, позволяя при этом быстро, точно и безопасно локализовывать проблемы как электрического, так и механического оборудования до наступления его фактического отказа [5].

В настоящее время дистанционные инфракрасные термометры находят чрезвычайно широкое применение, в том числе для таких операций, как:

- контроль температуры поверхности штампа без остановки его работы;
- определение температуры клапанной головки работающего компрессора в ходе профилактической проверки;
- измерение температуры непрерывно движущихся материалов, таких, как полимерные пленки, экструдаты, пульпа и бумага, ткани, резина, покрытия и краски;
- выявление перегрева подвижных частей машин, переключателей, трансформаторов;
- дистанционное измерение температур до 1700°C, причем при измерении с расстояния 6 м диаметр контролируемого участка поверхности равен 76 мм;

- измерение температуры металлических или керамических деталей через смотровые окна;
- измерение температуры объектов размером от 2,5 мм, причем с наводкой при помощи вспомогательного пучка света (световое пятно указывает положение и размеры контролируемого участка);
- выявление дефектов изоляции – тепловой и электрической [6,7].

Постановка задачи:

Очевидным является целесообразность применения методов ИК – контроля горнорудной промышленности. Известно что, ранняя диагностика источников вероятного искрения, позволяет предотвратить инициирование взрывов. К таким источникам относятся электрооборудование и коммуникации с нарушенными теплоизоляционными характеристиками, поврежденными контактами и пр. Другим источником может являться перегрев трущихся частей механического оборудования. В отдельную группу следует отнести фрикционное трение при работе режущего инструмента. Понимая необходимость проведения предварительных комплексных исследований была поставлена задача определения основных возможностей применения теплового неразрушающего метода контроля для повышения безопасности и надежности объектов в горной промышленности а также выяснение дополнительных требований к ИК-технике и методикам анализа получаемых данных, обусловленных особенностями условий эксплуатации, отраслевых норм техники безопасности, охраны труда, пожарной безопасности.

Особенности применения ИК – контроля в горной промышленности

В горнодобывающей промышленности используется большое количество самого разнообразного оборудования, требующего надежного и постоянного источника энергии, незапланированное выключение которого может привести к аварии и, как следствие, к простоям и убыткам.

Для исключения этих потерь все электрическое оборудование можно эффективно контролировать с помощью тепловизоров на наличие «горячих точек». К такому оборудованию относятся предохранители, трансформаторы, прерыватели, выключатели, панели управления, шины и многое другое. Например, измерение температуры «плохих» контактов позволяет составить такую очередность обслуживания, при которой ремонт наиболее опасных участков оборудования будет производиться в первую очередь. При мониторинге электрического оборудования, как на открытых карьерах, так и в шахтах, камеры позволяют мгновенно выявлять зоны перегрева до того, как наступит отказ, или возникнет аварийный перегрев. На рис. 1 показано изображение в ИК-диапазоне электродвигателя нагнетающего воздуховода и распределение температуры вдоль заданной линии. При этом обследование может выполняться без остановки производственного процесса, т.е. в электрических системах, находящихся под нагрузкой.

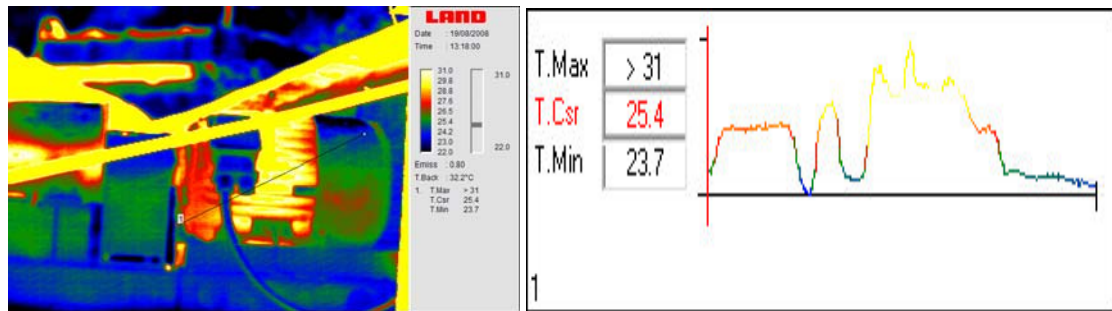


Рис. 1 Изображение электродвигателя: а) ИК-изображение (диапазон 8-14 мкм) б) распределение температуры вдоль линии 1

Термография электрического оборудования - отнюдь не единственная важная область применения тепловизоров в горнодобывающей промышленности. Основой всего производственного цикла работы в шахтах являются механические системы. Неожиданный выход из строя даже небольшого узла или механизма может привести к остановке работы. Из-за тяжелых условий эксплуатации механические узлы, машины и механизмы, например, подшипники, двигатели, насосы, компрессоры, вентиляционное оборудование (рис.2) ролики конвейеров требуют регулярной проверки на наличие скрытых дефектов. Большинство механических систем нагреваются при недостаточной смазке или перегрузке.

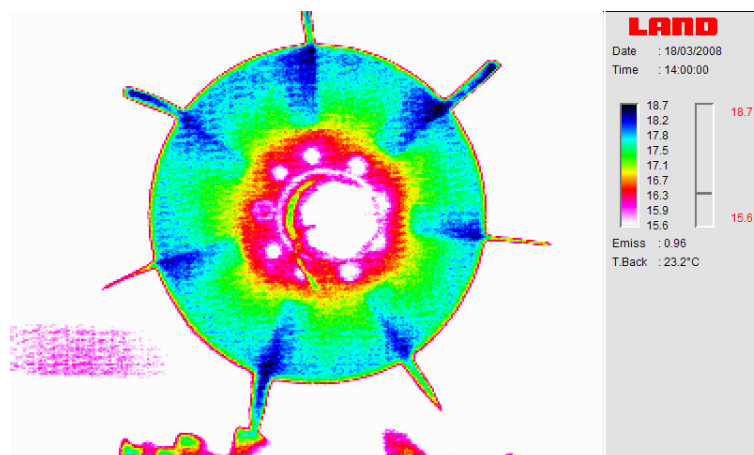


Рис.2. ИК - изображение шахтного вентилятора

В этом случае, термографическое оборудование может обнаружить нагрев на ранних стадиях развития проблемы, до того как будет причинен непоправимый ущерб. Тепловизионная диагностика двигателей и подшипников прекрасно дополняет вибрационный анализ. При сравнении нескольких двигателей тепловизор может мгновенно показать минутные изменения температуры подшипников и муфт. Ведь даже небольшое повышение температуры в этих случаях требует пристального внимания.

Непосредственно процесс добычи руды, по существу, является микромиром в разнообразии операций в горнодобывающей промышленности. Дорогостоящие машины, осуществляющие добычу, сочетают в себе электрическое и механическое оборудование, которое всегда должно быть в рабочем состоянии. При сбое на этапе добычи руды работа всей шахты останавливается. Большинство шахтных комплексов имеют конвейерные линии большой протяженности. Обычно от работоспособности этих конвей-

ров зависит возможность шахты производить продукт – остановка приведет к большим финансовым потерям. Эти конвейеры могут иметь длину до нескольких километров и тысячи роликов, что в значительной степени усложняет и увеличивает стоимость вибрационного анализа и, особенно, регулярного мониторинга этого параметра. Как правило, рядом с такими конвейерами проходит дорога. Тепловизоры работают с частотой кадров 60 Гц без эффекта размытия изображения, поэтому они могут быть установлены на движущийся со скоростью до 50 км/ч автомобиль и контролировать состояние всех роликов, просто двигаясь рядом с конвейером. Этот метод имеет очевидное преимущество перед традиционным методом определения работоспособности роликов – прослушивание громкости их скрипа.

В Донецком регионе инфракрасные камеры (ИК) камеры применяют для диагностики неожиданных и неконтролируемых возгораний угольных складов и отвалов, которые могут вызывать опасные и приносящие большие убытки пожары.

Использование ИК камеры для определения искробезопасности исполнительных органов горных машин, в отличие от традиционных способов определения во взрывной камере, позволит существенно снизить вероятность травматизма и опасность проведения работ, связанных с наличием такого неизбежного производственного фактора, как взрыв газа в испытательном объеме камеры [8,9]. Тепловизионный мониторинг позволяет сделать оценку температуры продуктов резания, их размера, переносимой ими тепловой энергии, и, соответственно способности инициирования взрыва. Данные исследования позволяют путем учета полиориентации зерен породы, режимов ударного нагружения, температуры рабочей части режущего инструмента выдавать системные рекомендации по достижению искробезопасности. На рис.3 приведено ИК-изображение испытательного стенда во время работы.

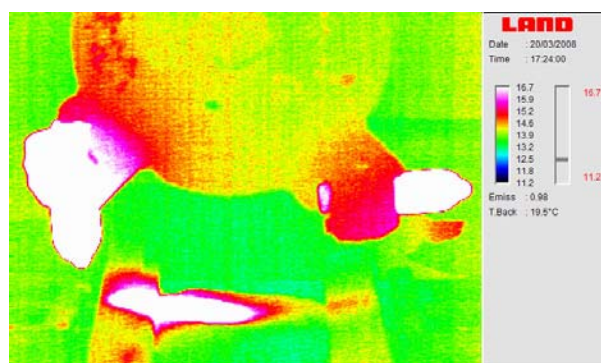


Рис.3 ИК-изображение испытательного стенда в рабочем режиме

Несколько угольных разрезов Кузбасского региона оценили широкие возможности применения ИК камер и в будущем планируют расширять использование тепловизионной техники в производственных процессах. В настоящее время ведутся работы по внедрению термографии для прогнозирования возгорания углей с повышенным содержанием серы – самовозгорающимися углями непосредственно в горной выработке.

Самая современная технология, портативность и простота использования ИК камер обеспечили их незаменимость при проведении планового технического осмотра (ПТО). Легкость, автономность электропитания и чрезвычайно низкое энергопотребление позволяют работать с ними в течение длительного времени. Интуитивно понятный интерфейс и большой цветной ЖК дисплей позволяют легко и быстро осуществлять сбор и анализ информации, исключая необходимость подключения к ПК с установленным программным обеспечением для анализа данных.

ИК снимки и комментарии к ним автоматически загружаются из памяти тепловизора в создаваемый отчет по шаблону пользователя, значительно уменьшая затраты времени. Имеются дополнительные программы для создания баз данных и построения трендов [6].

Следует учитывать, что изготавливаемые серийно приборы не проходили испытания на взрывоопасность, на ударную стойкость и не готовы работать в условиях запыленности. Этот комплекс особенностей должен приниматься во внимание при разработке методик применения ИК-диагностики в горном деле.

Вывод

В горнодобывающей промышленности, где существует большой набор электрического и механического оборудования, проведение жесткой политики ПТО жизненно важно. Термография может быть бесценным инструментом, который может использоваться как отдельно, так и в сочетании с другими методами проведения ПТО. Возможности ИК камер обнаруживать неполадки задолго до их катастрофического развития позволят до минимума сократить срок их окупаемости. ИК камеры являются необходимым инструментом для дальнейшего повышения безопасности и надежности объектов угольной промышленности. Эти камеры имеют большой потенциал и широкую спектр применения также в области охраны окружающей среды, позволяя сократить выбросы в горнодобывающей промышленности.

Внедрение ИК-диагностики в горнорудной промышленности требует учета особенностей условий эксплуатации ИК-техники, отраслевых норм техники безопасности, охраны труда, пожарной безопасности.

Библиографический список

1. Машиностроение. Неразрушающий контроль и диагностика: справочник / В.В. Клюев и др.; под ред. В.В. Клюева. – М., 1995. – 488 с.
2. Машиностроение. Энциклопедия. Т. III-7. Измерения, контроль, испытания и диагностика / В.В. Клюев и др.; под общ. ред. В.В. Клюева. – М., 1996. – 464 с.
3. Справочник по инфракрасной технике: в 4-х т./ ред. У. Вольф.: – М.: Мир, 1999. – 600 с.
4. Машиностроение. Тепловые методы неразрушающего контроля: справочник./ В.П. Вавилов – М., 1991. – 240 с.
5. Синеглазов В.М. Активная тепловая интроскопия / В.М. Синеглазов, А.Г.Протасов, А.А.Кеткович. – К: Техника, 1993. – 168 с.
6. Тепловой неразрушающий контроль изделий: научно-методическое пособие / О.Н. Будадин и др. – М.: Наука, 2002. – 472 с.
7. Госсорг Ж. Инфракрасная термография. Основы, техника, применение / Ж. Госсорг. – М.: Мир, 1988. – 41 с.
8. Нормативы по безопасности забойных машин, комплексов и агрегатов. – Макеевка.: МакНИИ, 1990.
9. Ихно С.А. Предотвращение воспламенения метана при работе шарошечного исполнительного органа // С.А. Ихно, Н.Г. Кочерга // Безопасность труда в промышленности. – 1992. - №4. – С.54.
10. Бандурян Б.Б. Тепловізори вітчизняного виробництва-енергетикам України / Б.Б. Бандурян, А.А. Бут // Новини енергетики. – 2000 – №1-2. – С.74-75.

Надійшла до редколегії 30.03.2010

Розглянуто основні характеристики теплового неруйнівного методу контролю. Визначено можливості застосування термографічних досліджень для підвищення безпеки робіт у гірничорудній промисловості.

Ключові слова: тепловий неруйнівний контроль, іч-радіометрія, безпека

The basic characteristics of thermal non-destructive testing method. The possibilities of thermographic research to improve work safety in the mining industry.

Keywords: thermal control, ir radiometry, safety

GEORGE ISBER (prof. dr. eng., Tishreen University, Syria, Lattakia)

STUDYING THE EFFECT OF LOADS SYMMETRY ON THE ACCURACY OF VOLTAGE TRANSFORMERS WORK

Abstract

The load symmetry of voltage transformers, leads to the electric power loss reduction. Therefore, we can not use additional voltage transformers, because we can use the complete compound power voltage transformers. This is because it leads to the measurements error reduction and rise the working condition of the electrical equipments and the connected protection with those voltage transformers. In this reports we explain the suggested mathematical method supported with some examples that help in understanding it.

Introduction:

The greatest loading phase is what determines the transformers accuracy. Therefore the symmetry of loads in phases reduces the fault of measurements and, consequently, this improves the conditions of electrical devices and the protections bound to voltage transformers.

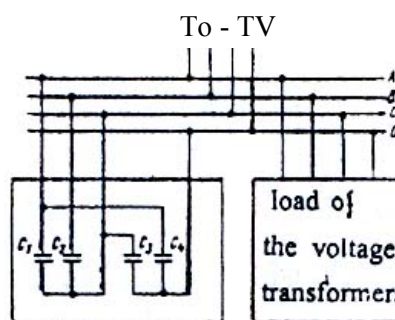
Symmetry in the loads in the voltage transformers phases leads to the reduction of electrical losses, and it follows that we do without installing additional voltage transformers and then exploit the capacity of the installed voltage transformers fully.

Asymmetry appears considerably in the voltage transformers 6-20 KV were the greats part of the loads are the coils of measuring actual power bound by phasing between UAB, UBC, and for the sake of loads symmetry in the voltage transformers, we divide it into three equal sectors, each sector has different measuring devices bound to it for the loads sum to be symmetrical, but this method is difficult to invest besides being unsuitable.

Asymmetry of the loads currents in voltage transformers results from the presence of the symmetry components of the cipher and opposite (reversal) succession. Transformers of voltage 6-20 KV are generally bound on the linear voltage, and in more cases one measure volt for monitoring insulation is bound on the phasing voltage. The symmetry of load currents in determined by the component of opposite succession currents, and according to the measurements performed to loads currents in six transformers with 6 KV voltages, it was found that that currents of opposite succession lo loads are formed from 14-56% of the currents phasing values[1].

Currents of cipher succession could be observed in the transformers of 110 KV voltage, and sometimes in the (20-35) K.V. voltage transformers. This results from using protection devices. The results of measurements in a group of transmission stations have shown that the current in the cipher conductor of the 110-220 K.V. voltage transformer might reach 10-15% of the phasing currents value of the loads. It follows that this affects asymmetry in these currents. Therefore we shall analyse a general case of an asymmetrical load in the voltage transformer[2].

2- Finding the equivalent circuit:



The condensers bound to the phasing voltage compensate for the cipher and opposite (reversal) succession currents where figure(2) illustrates the vector (ray) scheme required for choosing the compensating currents of the cipher (a) and the opposite (b) successions. As for the condensers bound to a linear voltage, they make compensation for the opposite succession current of the load.

Capacities of the first two condensers are chosen in such a way that the cipher successive current be equal to the cipher successive current of the load. Capacities of the next condensers are also chosen in such a way that their opposite successive current be equal to the opposite succession current the load.

It is preferable to choose and determine the phases of binding the compensating condensers in an explanatory analytical form where at the start we calculate the condensers capacity for compensating the cipher successive component. Therefore we draw the radical scheme figure (a-2) which illustrates the direction of cipher succession component as I_0^c, I_0^B, I_0^A resulting from binding the compensating condensers which conform to the phasing voltages divides the problem into three sectors U_c, U_B, U_A where it is clear in figure (a-2) how the circle divides the problem into three sectors III, II, I , then we draw on the radial scheme the cipher succession current of the load I_0^H . Compensation of the current I_0^A is in the first sector and it is done by the condensers bound to the voltage U_c, U_B . For sector II condensers are bound to the voltage U_B, U_A . Then, you find the value of the current that compensates for the condensers. As for figure No.(2) it shows that the vector of cipher succession current of the load I_0^H is divided into two vectors: I_0^c, I_0^A and when connecting the condensers to the phasing voltage, the current of the cipher succession component is phasing voltage, the current of the cipher succession component is calculated as follows:

$$I_c = \frac{U \cdot \omega \cdot C}{3\sqrt{3}} \quad (1)$$

Where:

U: linear voltage of the network (volt)

ω : angular speed

From this we calculate the compensating capacity:

$$C_A = \frac{3\sqrt{3}I_0^A}{U \cdot \omega}, \quad C_c = \frac{3\sqrt{3}I_0^c}{U \cdot \omega} \quad (2)$$

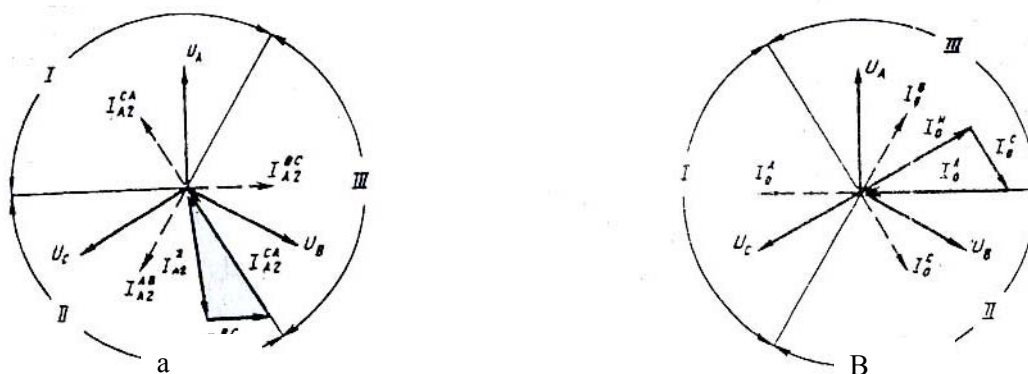


Figure 2. Vectorial scheme for choosing the compensations of the opposite (a) zero component (B)

Similarly, with the help of the vectorial scheme, figure No.(B-2), we chose condensers for compensating for the currents of opposite succession, drawing on this scheme dotted vectors expressing the directions of the opposite succession of the phase A: $I_{A2}^{CA}, I_{A2}^{BC}, I_{A2}^{AB}$ resulting from binding compensating condensers of the linear voltage $U_{A2}^{CA}, U_{A2}^{BC}, U_{A2}^{AB}$. Then, for phase A, we calculate the geometrical sum of the opposite succession currents of the load, also the opposite succession currents of the compensating condensers bound to the phasing voltage. Clearly, this vector is in the first sector, and to compensate for it, it is necessary to bind the condensers to the voltage U_{CA}, U_{AB} .

But for the sector II, the compensating condensers are bound to the voltage U_{CA}, U_{BC} , and for sector III, the condensers are bound to the voltage U_{AC}, U_{AB} . In our example, voltage I_{A2}^{Σ} is situated in the second sector II and for compensating it, the condensers must be bound to the voltage U_{CA}, U_{BC} .

If a current I passes through the condenser bound to the linear voltage, then the phasing current of the opposite succession is $I_2 = I/\sqrt{3}$, then:

$$C_{BC} = \frac{\sqrt{3}I_{A2}^{BC}}{U \cdot \omega}, C_{CA} = \frac{\sqrt{3}I_{A2}^{CA}}{U \cdot \omega} \quad (3)$$

Example (1): Required is choosing the load in the phases of voltage transformer of the kind 6 which works in accuracy field(1), loads are the measurements of capacity: linear load 60% recoiling load 40% and for discharging the voltage transformer from the recoiling current and investing it perfectly on the linear voltage, it is necessary to bind the condensers to compensate for the recoiling current wholly, and then we calculate the whole load current as follows (ampere):

$$i_A = 0.591e^{j104^\circ} = -0.142 + j0.574$$

$$i_B = 0.820e^{-j30^\circ} = 0.710 - j0.410$$

$$i_C = 0.591e^{j196^\circ} = -0.568 + j0.164$$

Cipher succession current of the load equals zero whereas the opposite succession current of the load is:

$$I_{2A}^H = \frac{1}{3}(\dot{I}_A + \dot{I}_B e^{j240} + \dot{I}_C e^{j120}) =$$

$$= \frac{1}{3}(0.591e^{j104} + 0.82e^{-240} + 0.591e^{j196} e^{j120}) = 0.164e^{j210^*}$$

Current of the vector I_{2A}^H is situated in the sector II where it compensates for the currents through the capacities of the condensers bound to voltage U_{CA}, U_{BC} , where the current vector I_{2A}^H is divided into vector I_{2A}^{CA}, I_{2A}^{BC} figure (B-2) and from the triangle of those vectors figure No.(3) we calculate currents of the opposite successions of the compensation condensers:

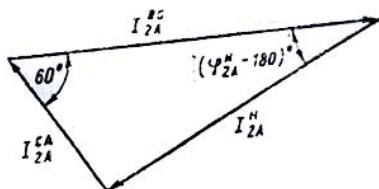


Figure 3. Vectorial scheme for the compensation of the opposite succession currents

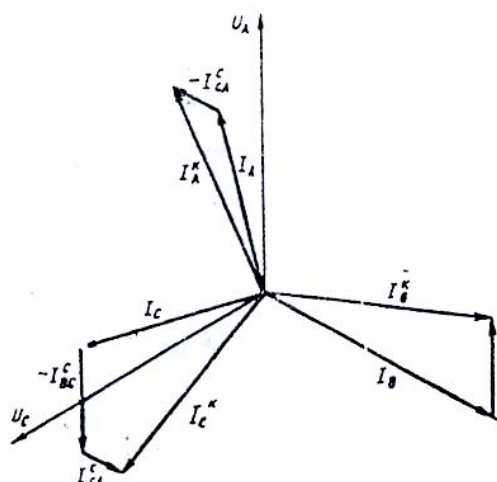


Figure 4. Vectorial scheme of the transformer's load symmetry 6 KV

$$I_{2A}^{BC} = I_{2A}^H [\cos(210^0 - 180^0) + \sin(\varphi_{2A}^H - 180^0) \operatorname{ctg} 60^0] =$$

$$= 0.164 [\cos(210^0 - 180^0)] + \sin(210^0 - 180^0) \operatorname{ctg} 60^0 = 0.189 A;$$

$$I_{2A}^{CA} = I_{2A}^H \frac{\sin(\varphi_{2A}^H - 180^0)}{\sin 60^0} = 0.164 \frac{\sin(210^0 - 180^0)}{\sin 60^0} = 0.0947 A.$$

1- capacity of the compensating condensers equal:

$$C_{BC} = \frac{\sqrt{3} I_{A2}^{BC} \cdot 10^6}{U \cdot \omega}$$

$$C_{BC} = \frac{\sqrt{3} I_{A2}^{BC} \cdot 10^6}{U \cdot \omega} = \frac{\sqrt{3} \cdot 0.189 \cdot 10^6}{100 \cdot 314} = 10.4 \text{MKF};$$

$$C_{CA} = \frac{\sqrt{3} I_{A2}^{CA} \cdot 10^6}{U \cdot \omega} = \frac{\sqrt{3} \cdot 0.0947 \cdot 10^6}{100 \cdot 314} = 5.2 \text{MKF};$$

2- We calculate the compensating phasing currents of the voltage transformer through I_{CA}, I_{BC} and the condensers C_{CA}, C_{BC} :

$$\begin{aligned} \dot{I}_{BC} &= \dot{U}_{BC} \omega \cdot C_{BC} e^{j90} \cdot 10^{-6} = 100 \cdot 314 \cdot 10 \cdot 4 \cdot e^{j90} \cdot 10^{-6} = \\ &= 0.327 \cdot e^{j90} = j0.327 A; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \dot{I}_{CA} &= \dot{U}_{CA} \omega \cdot C_{CA} e^{j90} \cdot 10^{-6} = 100 \cdot e^{j240} \cdot 314 \cdot 5 \cdot 4 \cdot e^{j90} \cdot 10^{-6} = \\ &= 0.163 \cdot e^{j330} = 0.141 - j0.0815 A; \end{aligned}$$

3- We calculate the compensating currents of the voltage transformer VT:

$$\begin{aligned} \dot{I}_A^K &= \dot{I}_A - \dot{I}_{CA} = (-0.142 - j0.574) - (0.141 - j0.0815) = \\ &= -0.283 + j0.655 = 0.713 e^{j113^*}; \end{aligned}$$

$$\dot{I}_B^K = \dot{I}_B - \dot{I}_{BC} = (0.710 - j0.410) + j0.327 = 0.710 - j0.914 e^{-j7^*}$$

$$\begin{aligned} \dot{I}_C^K &= \dot{I}_C - \dot{I}_{CA} = (-0.568 - j0.164) + (0.141 - j0.0815) - j0.327 = \\ &= -0.427 - j0.573 = 0.714 e^{j233^*} \end{aligned}$$

4- From the example and the vectoral scheme figure (4) it is clear that the load compensating the voltage transformer has become balanced (regular) and the more loading phase has become less at about:

$$\frac{0.82 - 0.714}{0.82} \cdot 100 = 13\%$$

5- Example (2): Calculate the quantity of the electrical power saved after performing the loads symmetry in the voltage solution according to the first example: phasing of the inductive resistance of the voltage transformer is attributed to the low voltage side (ohm).

$$Z = 0.83 e^{j31.2^*} = 0.71 + j0.43$$

6- Value of loading angle in the consumer $\varphi = 25.8^\circ$. Drop of the relative voltage resulting from the inductive solution of the voltage and from the compensating condensers currents (%):

$$\begin{aligned} \Delta \dot{U}_A &= \frac{Z_{TH} (-\dot{I}_{CA})}{\dot{U}_A} \cdot 100 = \frac{\sqrt{3} \cdot 0.83 e^{j31.2^*} (-0.163 e^{j330^*})}{100 e^{j90^*}} \cdot 100 = \\ &= -0.234 e^{j271.2^*} = -0.021 + j0.234 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \Delta \dot{U}_B &= \frac{Z_{TH} (-\dot{I}_{BC})}{\dot{U}_B} \cdot 100 = \frac{\sqrt{3} \cdot 0.83 e^{j31.2^*} 0.327 e^{j90^*}}{100 e^{j30^*}} \cdot 100 = \\ &= -0.412 + j0.226 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \Delta \dot{U}_C &= \frac{Z_{TH} (-\dot{I}_{BC})}{\dot{U}_C} \cdot 100 = \frac{\sqrt{3} \cdot 0.83 e^{j31.2^*} (0.163 e^{j330^*} - 0.327 e^{j90^*})}{100 e^{j210^*}} \cdot 100 = \\ &= 0.621 e^{j20.2^*} = -0.312 + j0.537 \end{aligned}$$

Drop of vorage in the voltage transformer resulting from the compensating condensers currents, raises the voltage on the sockets of meters and reduces the angle between current and voltage.

We calculate the change in power where

$$\Delta \vartheta = \Delta \vartheta_u + \Delta \vartheta_\varphi$$

$\Delta \vartheta_u$: The fault resulting from the longitudinal voltage drop $\Delta \vartheta_{up}$

$\Delta \vartheta_\varphi$: The fault resulting from calculating the latitudinal voltage drop $\Delta \vartheta_{non}$, causing the angle change between current and voltage on the meter is at the rate of $\Delta \varphi$.

In the relative units $\Delta \vartheta = -\Delta U_{np}$

We express $\Delta \varepsilon_\varphi$ by the following relation:

$$\Delta \varepsilon = \frac{\cos(\varphi - \Delta\varphi) - \cos\varphi}{\cos\varphi} \cdot 100\%$$

$$\Delta\varphi = \operatorname{arctg} \frac{\Delta U}{100}$$

Where for our case, we find that:

$$\Delta\varphi_A = \operatorname{arctg} \frac{0.234}{100} = 0.134^\circ;$$

$$\Delta\varphi_B = \operatorname{arctg} \frac{0.266}{100} = 0.129^\circ;$$

$$\Delta\varphi_C = \operatorname{arctg} \frac{0.537}{100} = 0.310^\circ$$

$$\Delta \varepsilon_{\varphi A} = \frac{\cos(25.8^\circ - 0.134^\circ) - \cos 25.8^\circ}{\cos 25.8^\circ} \cdot 100\% = 0.112\%;$$

$$\Delta \varepsilon_{\varphi B} = \frac{\cos(25.8^\circ - 0.129^\circ) - \cos 25.8^\circ}{\cos 25.8^\circ} \cdot 100\% = 0.109\%;$$

$$\Delta \varepsilon_{\varphi C} = \frac{\cos(25.8^\circ - 0.31^\circ) - \cos 25.8^\circ}{\cos 25.8^\circ} \cdot 100\% = 0.26\%$$

Supposing that the load on phases is balanced the transformation in calculation takes the following form:

$$\begin{aligned} \Delta \varepsilon &= \frac{A \varepsilon_{UA} + A \varepsilon_{UB} + A \varepsilon_{UC}}{3} + \frac{\Delta \varepsilon_{\varphi A} + \Delta \varepsilon_{\varphi B} + \Delta \varepsilon_{\varphi C}}{3} = \\ &= \frac{0.21 + 0.214 + 0.312}{3} + \frac{0.112 + 0.109 + 0.260}{3} = \\ &= 0.248 + 0.160 = 0.408\% \end{aligned}$$

The negative fault in calculating the electrical power results from the voltage drop in the voltage transformer because of a current before balancing, in equal to -0.289%, after balancing between phases loads then the mistake (fault) is considerable, thus becoming equal to (-0.589+0.408=-18%).

From this it becomes clear that the suggested mathematical solution helps us putting a program on the computer where we can through the given quantities of the loads currents vectors of the voltage transformer, helps us obtain the condensers capacity which can be bound to phases to balance between them.

The load of voltage transformer changes during the period of its investment, this requires reconsidering the capacity of the compensation condensers. Therefore for facilitating matters, table (1) has been put which facilitates the calculation operation, taking into consideration such cases:

Table 1

Loads	Type of connection	Condensers capacity MKF		
		AB	BC	CA
Active energy meter	AB,BC	1.21	1.66	-
Voltage meter	CA	0.402	-	0.201
Capacity meter	AB,BC	0.146	-	0.07
Frequency relay	CA	0.878	-	0.43
Frequency relay feeding block	CA	2.65	-	0.40
Voltage relay (range 40-80V)	CA	0.450	-	0.225

Manufacturing such a circuit for the sake of capacity balance (symmetry) on the socket of the voltage transformer leads to saving a large quantity of power connected with the rate of symmetry between phases.

Results:

The circuit of loads symmetry, consisting of four condensers, may compensate from any symmetrical load in the three phase voltage transformer.

The condensers of loads symmetry in the voltage transformers reduce losses in the electrical power (resulting from incorrect readings and resulting in turn from the loads asymmetry).

The condensers of loads symmetry allows us to use the whole capacities of voltage transformers.

References

1. Isber G.A. Tishreen University Journal for studies and scientific Engineering Science Series vol. 18 No. 4, 1996.
2. Instruksii po praverke VT I Ikh ftorichnikh tsepey M.: soiuz-inergo – 1989.

Надійшла до редколегії 24.11.2009

GEORGE ISBER (prof. dr. eng., Tishreen University, Syria, Lattakia)

THE OPTIMUM SOLUTION OF ELECTRICAL NETWORKS BY HELP OF EXPERT SYSTEMS

Abstract

This research presents the development stages of using expert programs in the electrical power systems in addition to a program system characterizes by artificial intelligence for diagnosing the level of voltages in all the network nodes.

It depends on the power flow system which depends in its turn on Neuton-Rafson method. This program has been written in Torpo-Pascal language. It consists of helping programs and expert system making decisions according to general knowledge rules, and a general reasoning mechanism, then developing them to a rule of statements (data) in addition to the results of the logarithmic programs that calculate the node currents and voltages during normal work during holidays.

It also gives the economic comparisons between the optimum solution programs and expert systems. The program has been tested primarily and it has given conformable values to the programs using the optimum solution with the speed difference.

1- Introduction:

The efforts of researchers and those working in the field of analyzing electrical power systems have been concentrated up to the sixties of this century on developing mathematical models of generators, transport lines and the other constituents of the electrical power system by using the techniques that can give formulations close to the analytical solutions. And the availability of the computer sets on a large scale has led to the achievement of a great advance in developing the mathematical models of the system as a whole and to develop a great number of numerical methods connected with each other besides finding effective methods of the lead flow in the calculations that depend on imitating the swinging curves of traversing stability and analyzing static stability by using these methods, then achieving a specific jump in the field of analyzing the electric power systems.

This has been followed by the stage of developing the control centers by electric power systems through the computer such as SCADA systems which allowed us to collect information and to handle it on line. This has led to a great interest in the real time methods of analysis. Then the state estimation system has been introduced, on line security estimation and the optimum lead flow.

This stage has also witnessed a great activity in developing the decision supporting systems whether on-line using control and mathematical programming theories, depending on developing the mathematical models of the systems.

Many important and remarkable successes have been achieved in all the above but effective as well. Yet there still remains a great number of problems in the electric power systems which are solved by human experts but in an individual way through experience or actual control depending on experience which is connected with the results reached through numerical analysis and the decision supporting systems.

The expert systems have developed as a result of long researches that tried to imitate the operation of actual reasoning used by man. These systems grew up when the scientists of artificial intelligence (A.I.) concerned themselves with finding programs that may help in solving a particular problem more than finding programs for solving general problems.

Ever since 1981 interest has become increasingly concentrated on the use of applying expert systems of electric power systems "Work in these fields has developed such as the fields of systems, process and control data". One of the important characteristics of the expert system is keeping the knowledge even after the human expert has retired.

2- Constituents of the Experts System:

There are four main constituents of the expert system: They are the base of knowledge, the inference engine, the means of interface with the user and the developing engine.

2-1- Knowledge Base:

Knowledge base of the expert system contains information that the system uses in searching for a solution, and the wider the knowledge base becomes the more increased the power of the expert system and its effectiveness become. Knowledge is represented in the form of facts and relations.

Later on the details of the more used methods will be explained for representing these relations. The facts are stored in the data base where facts may be stored as the formulations of solving the integral and differential calculations in this region of the expert system, being an ineffective region and is greatly like the bases of the statements found in the computer traditional programs.

If the expert system is of the kind adopting the rule-based system, then the production rules are stored in this region of knowledge base. This is the region that distinguishes the expert system from the traditional computer programs.

There is another important part of the knowledge base which is the working memory where facts continue from the knowledge to be processed by the inference engine through using the Heuristic Rules for reaching the desired solution. These three parts: knowledge, facts and the working memory are in a whole the knowledge base if considered by the more comprehensible concept.

2-2 Inference Engine:

Inference in the artificial intelligence is a group of different operations which the intelligent program uses by inference (just like man) from facts and suppositions. It is one of the branch operations of the more comprehensive reasoning process. The programs working in this way are often called inference engines.

Most of the work done within the expert system takes place here (in the inferences engine). It is continuously eliciting facts from the data base and knowledge from the knowledge base and Heuristic Rules given by knowledge engineer who processes it until reaching solution using the adopted research strategy.

2-3- Means of Interface:

It is the medium of continuance between the expert system and the outside world; it usually takes the form of the screen. Interface means works in a natural way in one of the three following circumstances:

First: When the knowledge engineer wants to expand the knowledge base.

Second: When the users want to obtain replies from the expert system.

Third: When the users want to learn from the expert system.

2-4- Development Engine:

The development engine is known as the liberator. It is essential in designing the expert system for the knowledge engineer depends on it in constructing, expanding and amending knowledge base. But the development engine is not always present in the expert system.

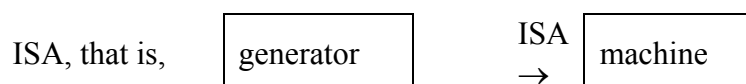
3- Knowledge Representation Methods:

It is highly important to represent the expert knowledge in a brief way according to it. And we will mention here a description of the four most common methods in representing the knowledge used in the expert system.

3-1- Semantic Networks:

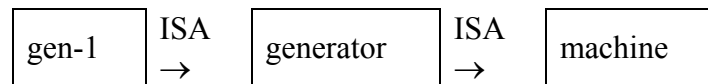
Semantic networks are considered as one of the most important general methods for representing knowledge is represented in this way in the form of a graph, where nodes represent things, facts or cases, whereas relations are represented between different things, facts and cases by arrows.

Semantic networks form the bases of other methods for representing knowledge as the frames method, and the production rules method. If we want to represent the expression "The generator is a machine" in this way, then each of the generator and the machine will take the form of models, and the arrow describing the relation between them will be symbolized by:

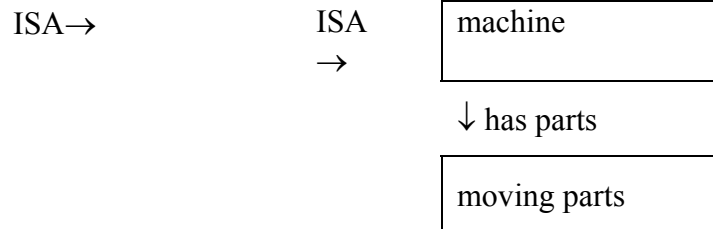


One of the main characteristics of using semantic networks is then ability of inheriting relations. There are two forms of transmission (inheritance) in semantic networks which are the inheritance of characteristics and that of graded series.

the graded series inheritance should be defined by following a number of arrows "For example, if there were generators symbolized by Geni-represented in the semantic networks as follows:



It would be possible then to deduce the fact that Geni. Is a machine that has the inheritance of characteristics by describing the target properties. And if the fact was that all the machines have mobile parts which should be described in the semantic networks, then it should be represented as follows:



By using the characteristic of properly inheritance of semantic networks we may infer Geni has moving parts. Including the fact that all machines have moving parts show another characteristic which is important to the semantic networks it is the easy possibility of adding new data and omitting the Id data or amending them without any noticeable effect on the existing facts (data).

How ever, the difficulty of distinguishing between individual inheritance and group inheritance is one of the disadvantages of Semantic Networks. For representing the fact that the generator is an electrical machine studied by an electrical engineer.

By looking at this semantic network we may deduce that (Geni) has been studied by the specialized electrician. Yet this may be true or untrue. There is another case of semantic networks which is the nonexistence of any renewed representation structure as in the method of the predicate calculus. Although the small semantic network is good and easy to understand, it may quickly change into a complicated network where the inference of relations becomes very difficult.

The reasoning machinery used "by most semantic networks depends on connection between facts and the raised question. On the occurrence of questioning, the reasoning process creates an independent network structure or what may look like the subnetwork.

Then we try matching this subnetwork with the facts in the rule data. If there were complete matching the problem would be solved, but if there were not any matching the "No".

Among the numerous existing semantic networks there are networks commonly used in the expert systems, they are the tripartite: (Object – Attribute – Value) where the tripartite (O – A – V) makes the semantic networks more controllable through permitting the network to be represented by a tree like plan, thus giving a starting point for the inference process called (Root) and the methods of knowledge representation is derived from the tripartite: (O – A – V).

3-2- Predicate Calculus:

Logic is regarded as one of the oldest types of knowledge representation used in maths, and philosophy. Logic concerns itself with arranging words in expressing fact and defining it through processing word arrangement. As the basic common concept in logic is truth, and by understanding the method of knowledge representation by using predicate calculus in artificial intelligence, therefore, one should accept the hypothetical calculus where the hypothesis takes only one of the two values of truth which is right or wrong. And he binds hypotheses by using what is known as (conjunction sentences), thus it becomes possible to represent the expressions of ideas.

There are five conjunction sentences which are:

and		\wedge
or		\vee
not		\neg
implise \rightarrow	or	\supset
equivalent		\equiv

3-4- Frames:

Frames depend basically on the method of man's thinking and according to which he adapts himself to new situations through recalling the previous experiences. Frames have originally been developed for dealing with natural language and imaginary realization.

Production Rules:

Production rules describe the state by using one of the two expressions (if, then, else) and beginning the part (if) in the introduction or the condition and part (then) or (Else) with the verb or performance and it is not compulsory to place the part (Else).

The arrangement of production rules is known as the Rule-Based system which consists of the following three main parts:

Rule base consisting of the group of production rules.

Context data structure.

Inference mechanism.

The ordinary expert system may contain hundreds of production rules in the rule base.

(The Programming Languages Used in Building the Expert System).

Programming languages which are chosen for building the expert system depend on the nature of the studied problem. As the expert systems use symbolized reasoning more than the operations of numerical data, then in addition to the help for executing the symbolized calculus operations, this language should provide flexibility in the coordinated control, connection and the properly defined symbol indications.

Expert systems have been designed by the traditional programming languages as the Pascal and (C⁺⁺) and Delphi owing to the easiness of their formulation and their high efficiency. But the more common languages using expert Systems are the artificial intelligence such as the language of Prolog and Lisp, in particular.

4- Usage of Traditional Power System Software and Expert Systems:

it is useful to distinguish between the traditional power software and the expert systems in order to understand clearly the weak points and the strong points existent in the expert systems in comparison with the more traditional software.

There are three important differences in the traditional software and the expert systems that help us to distinguish between them;

In the traditional power system software mixture is repeatedly made "between the knowledge relating to the problem and the method in which reasoning is performed from this knowledge to get the solution.

In the expert systems we are more concerned with processing symbolize' data than dealing with numerical data in a direct way. This forms an evident contrast to most of the traditional power system software such as the load flow that is basically concerned with processing numerical data.

The expert systems depend basically on the problems in which knowledge is less definite or vaguer and suspicion (i.e. rate of wrong) is taken into consideration on performing reasoning where as the traditional power system software deal greatly with problems in which the mathematical model of the problem and logarithmic solution are available.

5- The mathematical solution of the optimum compensation of reactive power in electrical networks with the help of the expert system.

The sum of annual expenses required for reactive power $Z(Q)$ equals the sum of expenses required for reactive compensation devices $Z_k(Q_k)$ in addition to the cost of annual electrical power loss in the electric network resulting from the compensation of reactive power $\rightarrow \Delta P(Q)$

$$Z(Q) = Z_k(Q_k) + C_0 \Delta P(Q) \quad (1)$$

where:

C_0 – the specific price of electric power loss per year is (cash unit/hour kilowatt).

Q – power ray in all nodes of the network.

Q_u – power ray of reactive power compensation devices in some nodes of the network.

$Z(Q)$ – value forms a perfect function where its minimum value matches with the optimum power of the reactive power compensation devices.

Q_k – the expenses required for the compensation devices of reactive power in each nod (i) is related to the power of the compensation devices Q_{ki}

$$Z_{(ki)} = Z_{koi} + Z_{k1i} Q_{ki} + Z_{k2i} Q_{ki}^2 \quad (2)$$

then:

$$Z_k(Q_k) = \sum_i^{nk} Z_{ki} \quad (3)$$

where:

nk – number of nodes – where compensation divices installed.

$Z_{koi}, Z_{k1i}, Z_{k2i}$ – factors of cost of the varying types of compensation devices.

The power of each node Q_i is the sum of the load power (Q_{load}), I then

$$Q_i = Q_{load} - Q_{ki} \quad (4)$$

Therefore the power loss value in the network $\Delta P(Q)$ is in the form of complex function of Q_{ki} value. Finding the differential value of the perfect function of equation (1) for the variable Q_{ui} and all axes of readient rays equaling them zero.

$$\frac{dz(Q_k)}{dQ_i} = \frac{dZ_k(Q_k)}{dQ_{ki}} + C_0 \frac{d\Delta p(Q)}{dQ_i} \cdot \frac{dQ}{dQ_{ki}} = 0 \quad (5)$$

taking (2) into consideration then:

$$\frac{dZ(Q_k)}{dQ_{ki}} = Z_{k1i} + 2Z_{k2i} Q_{ki} \quad (6)$$

and taking (4) into consideration:

$$\frac{dQ_i}{dQ_{ki}} = -1 \quad (7)$$

$$\frac{dZ(Q)}{dQ_{ki}} = Z_{k1i} + 2Z_{k2i} Q_{ki} - C_0 \sigma Q$$

where $\sigma Q_i = \frac{d\Delta p(Q)}{dQ_i}$ – an increase of relative loss of active power in the network

resulting from the rise of reactive power in the nodes.

The relative increase in the power loss is a complex unlinear function of the reactive power in the nodes. Therefore, according to the number of axes (nk) of the gradient ray a member on the order (nk) unlinear algebraic equation.

$$\nabla Z(Q) = Z_{ki} + 2[Z_{k2}]_g Q_k - C_0 \sigma \quad (8)$$

and the box plan (figure 1) refers to the series of mathematical operations and how they are programmed to obtain the optimum value of the compensated reactive power.

Helping programs of the expert system have been prepared; they are as follows:

A program for calculating voltages in the nodes.

A program for calculating the power flow.
 A program for calculating the loss of power in the network.
 A program for calculating the loss of power in the nodes (loads).
 An economic program for calculating the distribution of reactive power in the network.
 A program of technical economic comparison.
 An expert program depending on the information presented to it from the helping programs.

Result:

This research has been concerned with the importance of using expert systems in the electric power systems in addition to the control, calculation of defects and the helping operation that may be presented by the expert system to man in making decision for giving the optimum values to compensate for reactive power for the purpose of controlling the generation of this power, and consequently, to obtain the least possible economic cost.

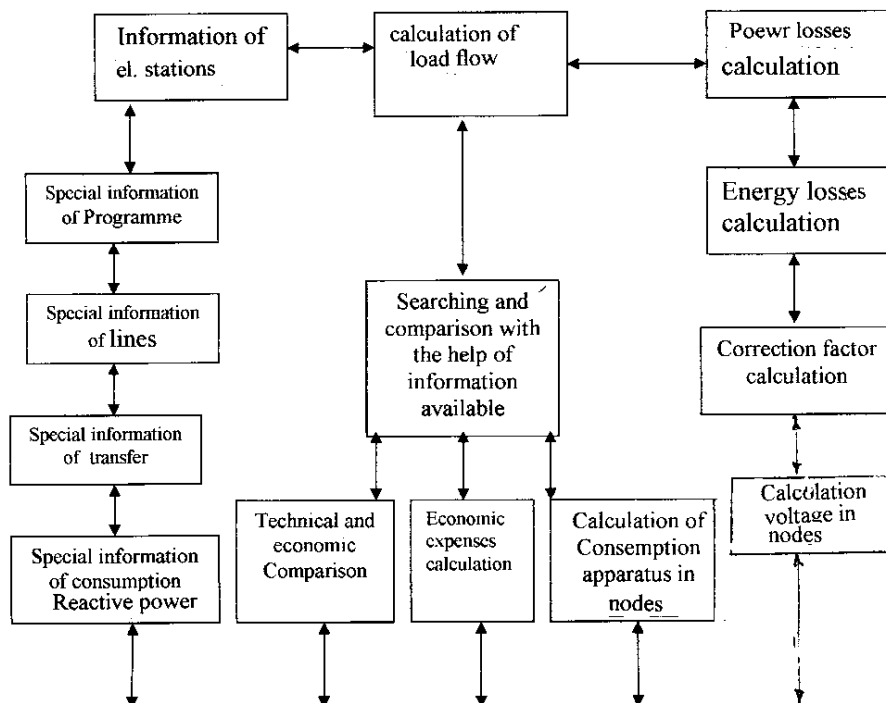


Figure 1. Expert system diagram

References

1. Lo, K.L. and Nashid, I. "expert systems and their applications to power systems, part2: search methods and languages". IEE Power Eng. Journal, Vol. 5-7, No.3, June 1993.
2. Jackson, P. "introduction to expert systems", Addison-wesley Longman Higher Education 1999.
3. Arrillaga, J., Arnold, C.P. "Computer analysis of power systems, John Wiley and Sons, New Delhi, 1990.
4. Baran, M.E. and W.F.F., "Optimal Capacitor Placement on radial distribution systems; IEE Transactions on power delivery – PWRD, Vol. 4, No.1, January 1989.

Надійшла до редколегії 24.11.2009

В. А. СТУКАЛО (канд.техн.наук,проф., ДонНТУ)

**70 ЛЕТ СО ДНЯ ОСНОВАНИЯ КАФЕДРЫ «РУДНИЧНАЯ ВЕНТИЛЯЦИЯ,
ГОРНОСПАСАТЕЛЬНОЕ ДЕЛО И ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ» В ДОНЕЦКОМ
ИНДУСТРИАЛЬНОМ ИНСТИТУТЕ**

Кафедра «Рудничная вентиляция, горноспасательное дело и техника безопасности» была образована в Донецком индустриальном институте в 1939 г. после разделения горной кафедры. Первым ее заведующим был профессор, заслуженный деятель науки и техники Василий Иванович Белов, а преподавателями стали доцент Н. К. Цоловек, канд. техн. наук А. А. Песковатский, аспиранты М. А. Комиссаров и К. А. Корепанов. Кафедра в то время уже вела подготовку горных инженеров и научные исследования на угольных шахтах Донбасса по проблемам проветривания и безопасности проведения горных работ. Кроме того, на кафедре была начата подготовка инженеров-горноспасателей для горноспасательных отрядов Донецкого бассейна.

Во время Великой Отечественной Войны коллектив кафедры в составе горной кафедры во главе с проф. В. И. Беловым продолжал подготовку горных инженеров и исследования проветривания и теплового режима шахт Кузбасса в городе Прокопьевске (Кузбасс).

После возвращения в Донецк на кафедре «Рудничная вентиляция и техника безопасности» под руководством проф. В. И. Белова началась работа по восстановлению помещений и лабораторий кафедры. В лаборатории была сооружена выполненная по проекту института ЦАГИ им. Н. Е. Жуковского единственная в вузах Украины аэродинамическая труба. Эта установка была подарена институту в 1947 году руководителями топливной промышленности страны, выпускниками института А. Н. Задемидько и А. Ф. Засядько.

В 1947 году на кафедру вернулся с производства К. А. Корепанов, а из армии – Б. И. Медведев и А. С. Щукин. Продолжал работу на кафедре доцент Н. К. Цольвеч. – автор первого в стране задачника по рудничной вентиляции. Наряду с подготовкой горных инженеров по проблемам вентиляции и техники безопасности коллектив кафедры проводил большой объем исследований проветривания, газового, теплового и пылевого режимов шахт Донбасса. В 1949 году кафедра разделилась на две кафедры: «Рудничная вентиляция» во главе с проф. В. И. Беловым и «Техника безопасности» во главе с доц. Н. К. Цольвегом. На кафедру «Техника безопасности» были приняты ст. преподаватель С. Н. Доброног и выпускники института А. Н. Скрипник, В. А. Стукало. На кафедре «Рудничная вентиляция» под руководством проф. В. И. Белова были защищены первые кандидатские диссертации К. А. Корепановым (1951 г.) и Б. И. Медведевым (1953 г.).

В 1955 году при объединении кафедр в одну «Рудничная вентиляция и техника безопасности» в состав объединенной кафедры вошли: ст. преподаватель А. Н. Скрипник, ст. преподаватель С. Н. Доброног, асс. В. А. Стукало, асс. Б. Н. Корнеев. На кафедру были приняты доц. В. К. Чуркин, доц. И. Ф. Ярембаш, асс. Н. Р. Овчаренко.

В течение 30 лет (1961 – 1991 гг.) кафедрой «Рудничная вентиляция» заведовал проф. Б. И. Медведев. В 1964 году из состава кафедры «Рудничная вентиляция и техника безопасности» была выделена кафедра «Охрана труда и горноспасательное дело», которую возглавил известный в стране организатор горноспасательного дела В. Я. Балтайтис. На эту кафедру были переведены доц. В. К. Чуркин, доц. И. Ф. Ярембаш, ст. преподаватель А. Н. Скрипник и асс. Н. Р. Овчаренко. На кафедру «Рудничная вентиляция» были приняты Л. А. Складов (1959 г.), А. П. Тельной (1965 г.), Н. С. Почтаренко (1967 г.), В. В. Чистюхин (1973 г.), В. Н. Артамонов (1978 г.), ст. преподаватель Г. А. Адоньев (1976 г.).

За годы существования кафедры «Рудничная вентиляция» коллектив преподавателей и научных сотрудников выполнил под руководством профессоров В. И. Белова и Б. И. Медведева большой комплекс учебно-методической, научно-исследовательской и организационной работы, достигнув при этом значительных результатов. Были сформированы и на базе собственных исследований наполнены оригинальным содержанием учебные курсы «Рудничная вентиляция», «Аэрология горных предприятий», «Аэрология шахт», «Дегазация угольных шахт», «Тепловой режим глубоких шахт» и др.; преподаватели кафедры разработали и издали пять учебных пособий. Было разработано методическое обеспечение читаемых дисциплин, создана лаборатория

по рудничной вентиляции с необходимым оборудованием и приборами контроля рудничной атмосферы и проветривания шахт.

На кафедре под руководством профессоров В. И. Белова и Б. И. Медведева в результате выполнения значительного объема хозяйственных и госбюджетных научных работ сформировалось несколько научных направлений в области аэрологии горных предприятий: прогноз и регулирование тепловых условий в выработках глубоких угольных шахт; прогноз и управление интенсивностью метановыделений и пылевыведений в горные выработки; проветривание протяженных подготовительных выработок; проветривание угольных шахт при нормальных и аварийных условиях.

Широко апробированы и признаны в стране ряд научных разработок кафедры по обеспечению безопасных атмосферных условий в угольных шахтах: способ снижения интенсивности метановыделения, пылеобразования и предупреждения возникновения внезапных выбросов угля и метана путем применения микрокапиллярного увлажнения угольных пластов; способ снижения температуры воздуха в очистных выработках глубоких угольных шахт путем распределенной подачи охлажденного воздуха в очистную выработку по перфорированному воздухопроводу; способ проветривания и конструкция комбинированного вентиляционного трубопровода для подачи свежего воздуха в забой проходимой протяженной тупиковой выработки, конструкция теплоизолированного трубопровода для подачи охлажденного воздуха в проходимые подготовительные выработки; предложения по совершенствованию методики прогноза температуры воздуха в выработках глубоких угольных шахт; методики для расчета расхода воздуха, необходимого для проветривания соляных рудников; методика для расчета теплофизических характеристик горных пород по известному минералогическому составу и пористости и др.

Преподаватели и научные работники кафедры являются авторами более 40 авторских свидетельств на изобретения, семи нормативных документов по проблемам рудничной аэрологии.

Большой вклад в выполнение научных исследований, кроме преподавателей кафедры, внесли научные сотрудники кафедры И. Ф. Морозов, В. В. Осокин, В. П. Сухоруков, С. Г. Ирисов, В. Л. Кондрацкий, В. А. Лепихов, В. К. Тарасенко, защитившие под руководством проф. Б. Н. Медведева кандидатские диссертации.

За время существования кафедры как самостоятельного подразделения, подготовлено 30 кандидатов и 2 доктора технических наук. Было опубликовано свыше 1000 научных трудов, в том числе 13 монографий.

Кафедрой «Рудничная вентиляция» совместно с кафедрой «Охрана труда» с 1964 по 1992 год подготовлено и издано 28 Республиканских научно-технических сборников «Разработка месторождений полезных ископаемых», «Рудничная вентиляция и техника безопасности».

Значительны достижения кафедры в творческой подготовке будущих горных инженеров по линии НИРС. Выполненные студентами под руководством преподавателей кафедры научные работы удостоены одной медали, 13 Республиканских дипломов и 3 дипломов Всесоюзных конкурсов студенческих научных работ.

Победителями конкурсов на звание «Лучший лектор вуза» в разные годы в нашем университете являлись профессор Стукало В.А., Почтаренко Н.С. и доцент Тельной А.П.

За прошедшие годы кафедра «Рудничная вентиляция» установила широкие творческие связи с горными вузами Ленинграда, Москвы, Днепропетровска, Новочеркасска, Севастополя, научными институтами ДонУГИ, МакНИИ, ИГД им. А.А. Скочинского, Институтом теплофизики АН Украины, а также с горными институтами Польши, Чехии, Болгарии.

Профессор Медведев Б.И. являлся членом Международного Бюро по горной теплофизике.

Ежегодно преподаватели и научные сотрудники принимали участие в Республиканских, Всесоюзных и Международных научных конференциях по проблемам рудничной аэрологии.

С 1991 по 1997 гг. заведовал кафедрой «Рудничная вентиляция» профессор Морев Александр Михайлович, известный в стране специалист в области проветривания, борьбы с метаном, угольной пылью, безопасности труда и дегазации угольных шахт.

В 1994 году по заказу Центрального штаба ГВГСС Украины на кафедре «Рудничная вентиляция» ДонГТУ была начата подготовка горных инженеров – горноспасателей по заочной и

очной формах обучения. Были разработаны учебные планы, рабочие программы по дисциплинам горноспасательного профиля и методическое обеспечение учебных дисциплин. Лекции по горноспасательным дисциплинам проводились в ДонГТУ а лабораторные и практические занятия в Центре подготовки горноспасателей при Центральном штабе ГВГСС Украины.

К чтению лекций, разработке методической документации были привлечены, кроме профессоров и доцентов кафедры ведущие специалисты в области охраны труда и горноспасательного дела: А.Г. Заболотный, Б.С. Любарский, Б.А. Грядущий, А.М. Морев, И.Е. Болбат, И.Н. Кондратенко, Н.Д. Зрелый и др. Всего было подготовлено и выпущено 120 горных инженеров-горноспасателей, которые в настоящее время, возглавляют подразделения горноспасательной службы во всех угледобывающих районах Украины. Было бы целесообразно добиться открытия при кафедре «Охрана труда и аэрология» в ДонНТУ при специальности «Разработка полезных ископаемых» специализации по подготовке горных инженеров-горноспасателей, которых не выпускают в вузах Украины. Только таким образом можно было бы оперативно решить проблему подготовки высококвалифицированных кадров для горноспасательных подразделений Украины.

С 1995 года совместно с кафедрой «Охрана труда» была начата подготовка горных инженеров по охране труда в горном производстве.

В 1997 кафедру «Рудничная вентиляция» соединили с кафедрой «Экология» и руководить объединенной кафедрой «Аэрология и экология» стал проф. Матлак Е.С.

В 2001 году кафедры «Аэрология» и «Охрана труда» были объединены в единую кафедру «Охрана труда и аэрология». Ее возглавил известный в стране горноспасатель, профессор, д.т.н. Юрий Федорович Булгаков. Объединенная кафедра продолжает славные традиции и достижения кафедр «Рудничная вентиляция» и «Охрана труда» в учебной, методической и научно-исследовательской работах. За последние годы аспирантами кафедры защищено две кандидатские диссертации, продолжается подготовка специалистов и магистров по охране труда в горном производстве, публикуются труды в научных журналах.

В 70-летний юбилей коллектив кафедры «Охрана труда и аэрология», прародительницей которой является кафедра «Рудничная вентиляция, горноспасательное дело и техника безопасности» полон желаний и дальше повышать качество подготовки горных инженеров в области охраны труда, проветривания шахт, борьбы с метаном, угольной пылью и нормализации температурных условий в горных выработках угольных шахт.

СОДЕРЖАНИЕ**Ю.Ф. Булгаков, А.В. Полевая**

Оценка степени влияния различных факторов и причин на аварийность в угольных шахтах Украины

3

А.А. Каракозов, С. Н.Парфенюк

Апробация модернизированного экспериментального стенда с компьютерной регистрацией параметров для исследования гидроударников двойного действия с дифференциальным поршнем

6

И. И. Ключко

Использование нестационарных режимов детонации гранулированных взрывчатых веществ при взрывной отбойке

12

Н.С. Біла, О.В. Полєва

Профілактика нещасних випадків на виробництві

20

А.Г. Татьянченко, А.П. Каюн, И.Н. Лаппо

Технологические перспективы повышения эффективности эксплуатации шахтной крепи

23

А.М.Симонов, В.И.Николин, С.В.Подкопаев, О.Г.Худолей, Е.А.Тюрин

Особенности предотвращения выбросов угля и газа при разработке крутых и крутонаклонных угольных пластов на больших глубинах

29

И.Г. Сахно

Лабораторные исследования свойств и разработка методов управления компрессионно-прочностными характеристиками саморасширяющихся составов

32

В.О. Трофимов, Л.В. Незамова

Компьютерне моделювання аварійних вентиляційних режимів

39

О. А.Катькалова, А. Ф.Коломієць, Д. М. Пастернак, Д. В. Уткін

До питання про побудову наочних зображень гірничих об'єктів

41

Р.К. Богданов, И.А. Свешников, А.П. Загора, С.Д. Заболотный, А.М.Исонкин

Исследование и разработка конструкции долот для бурения дегазационных скважин

46

Г.И. Соловьев, Д.Г. Соловьев

Об устойчивости фронтально надрабатываемых полевых выработок

51

268

С.В.Подкопаев, А.Н.Михайлов, Ю.А.Малеванний, Т.О.Худолей, А.Н.Дробышинец
Некоторые исследования по изучению устойчивости боковых пород крутых выбросоопасных пластов

58

О.Г.Доценко

Анализ затрат на ремонт подготовительных выработок

61

О.Е.Шабаев, А.К.Семенченко, Н.В.Хиценко

Принципы интеллектуализации рабочих процессов мехатронной горной выемочной машины

68

С.Ю. Приходько, А.Н. Шашенко

К теории устойчивости геомеханических систем

78

Д. Д. Виговський, Д. Д. Виговська, Ю. Б. Іванова, О. М. Хатюшина

Очищення шахтних вод в підземних і поверхневих умовах на прикладі шахти ім. С. М. Кірова

84

О. Г. Худолей

К вопросу об интенсификации проявлений выбросоопасности на больших глубинах

90

В.О. Положий, И.Ф. Марийчук, Ю.А. Петренко, Н.И. Шилинговский

Теплообменные процессы в пакете для оказания помощи пострадавшим при перегревании и механических травмах

95

И.А. Молоковский

Система сбора и передачи информации для повышения уровня безопасной эксплуатации МК-комплексов

101

С.Г. Ехилевский, Д.В. Пяткин, О.В. Голубева, Н.А. Гурьева, В.Г. Потапов, Ю.А. Малеванний, Е.А. Тюрин

Влияние формы и размеров пористой гранулы на скорость внутренней диффузии

105

V.A. Trofimov, Y.B. Nikolayev, Y.V. Gorbylyova

Labour safety and ventilation of underground structures

114

А. О. Новиков

О напряженно-деформированном состоянии породного массива с анкерными породоармирующими системами

117

269

А. О. Новиков, С. Ю. Гладкий

Об особенностях деформирования кровли в монтажных печах с анкерным креплением

123

В. Н. Павлыш, Б. А. Перепелица

Аналитические исследования геомеханических параметров подготовительных выработок и обоснование способа повышения их устойчивости в условиях вывалообразований

132

А. П. Тельний, К. С. Нетреба

Про розосереджену установку вентиляторів при провітрюванні тупикових виробок

140

В. А. Стукало

К вопросу определения максимально допустимой по газовому фактору скорости подвигания комбайна в очистной выработке при выемке угля в газовой угольной шахте

145

В. А. Стукало, Н. Н. Пшеничных

Математическое описание зависимости нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли от выхода летучих веществ и зольности

147

И. В. Купенко, И. Н. Красников, А. А. Черняк

Обоснование эффективных параметров конструкции шпуровых зарядов вв при проходке вертикальных шахтных стволов

154

С. А. Калякин

Обоснование принципов выбора и ввода ингибиторов при создании высокопредохранительных взрывчатых веществ

160

В.В. Шамаев

Геомеханічні основи запобігання утворення руйнівних деформацій земної поверхні над закритими шахтними полями

168

В.В. Шамаев

Врахування мікро об'єктів при дослідженні природи геодинамічних і геомеханічних явищ при розробці вугільних родовищ

175

Кренида Ю.Ф., Чуганский Д. Б.

Неучтенные горизонтальные деформации в основании зданий

181

С. К. Мещанинов, С. В. Борщевский, В. В. Гончаренко

К вопросу о влиянии дегазации на газовый режим рабочего пространства очистного забоя

187

270

М.А. Ильяшов, А.А. Яйцов, В.В. Назимко, Л.Н. Захарова

Исследование вариации темпов добычи угля из длинных очистных забоев

193

С. Салехирадж

Применение газообразного теплоносителя для извлечения геотермальной энергии из глубоких угольных шахт

201

В.К. Костенко, Н.Н. Зинченко, А.Б. Бокий, В.С. Бригида

Взаимосвязь разряжения и концентрации метана в дегазационном трубопроводе

206

В. Г. Гуляев, К. В. Гуляев, С. А. Китаева

Динамические свойства насосных агрегатов и их влияние на надежность гидропривода механизированных крепей

210

Е.А. Триллер, Э.А. Петелин, Е.И. Надеев, Э.Н. Немцев, А.И. Ганза, В.В. Калиниченко

Выбор насосов и трубопроводов для тушения пожара в копрах и надшахтных зданиях

219

П.А. Горбатов, Н.М. Лысенко, Н.И. Подобедов

Оптимальное проектирование подсистем подвески и перемещения исполнительного органа проходческих комбайнов мехатронного класса

224

И.В. Филатова

Погрешности определения координат пластопересечений

234

Н.И. Лобков, А.И. Сергиенко, Е.Н. Халимендииков

Особенности формирования опорного давления при ведении очистных работ

239

Е.А. Спиридонов, Б. Б. Бандурян, Н.И. Базалеев, В.Ф. Клепиков, В.В. Литвиненко, Е.М. Прохоренко

Применение теплового неразрушающего контроля на основе ИК - радиометрии для повышения безопасности в горнорудной промышленности

246

George Isber

Studying the Effect of Loads Symmetry on the Accuracy of Voltage Transformers Work

252

George Isber

The Optimum Solution of Electrical Networks by Help of Expert Systems

258

В.А. Стукало

70 лет со дня основания кафедры «Рудничная вентиляция, горноспасательное дело и техника безопасности» в Донецком индустриальном институте

265

271

Наукове видання

**Вісті Донецького гірничого інституту
Всеукраїнський науково-технічний журнал
гірничого профілю (мовою оригіналу)**

1'2010

Редакційна колегія: Є. О. Башков (головний редактор) та ін.

Відповідальний за випуск: С. В. Подкопаєв

Технічний редактор: Г. А. Федоренко

Комп'ютерна верстка: А. В. Петренко

Підписано до друку 23.06.2010. Формат 60×84 ¹/₈. Папір офсетний. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк. 31. Обл. вид. арк. 21,5 Тираж 100 прим.

Надруковано:

ДВНЗ «ДонНТУ»

83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, Гірничий інститут, 9-й учбовий корпус