

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

1'2009

ISSN 1999-981X

ДОНЕЦЬК – 2009

Друкується за рішенням Вченої Ради державного вищого навчального закладу «Донецький національний технічний університет» (протокол № 5 від 22.05.2009).

У збірнику 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 розрахован на наукових співробітників, інженерно-технічних робітників шахт, проектних організацій, навчальних та науково-дослідних інститутів гірничого напрямку.

Засновник — Донецький національний технічний університет (ДонНТУ)

Видавець — Донецький гірничий інститут при сприянні Донецького учбово-науково-виробничого гірничого об'єднання (ДУНВГО)

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); Подкопаєв 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 № 1-05/10 від 10 грудня 2003 р., надруковано в бюлетені ВАК №1, 2004 р.)

УДК 622.272:624.191.5

ХАРИН С.А. (Криворожский экономический институт КНЭУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВРЕМЕНИ ОПЕРАЦИЙ В ГОРИЗОНТАЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Выполнены исследования затрат времени проходческого цикла в горизонтальных выработках.

Drifting cycle time expenses are discussed in the article.

Уникальной особенностью шахт, определяющей сложность их работы, является постоянная необходимость реконструкции предприятий, предусматривающей значительные объемы строительства капитальных выработок различного назначения.

Изучение степени влияния различных факторов на скорость [1] строительства с целью последующего управления ими для достижения заданных проектом результатов возможно выполнить с помощью анализа структурных пропорций. В этой связи проведем исследование структуры затрат времени проходческого цикла при строительстве протяженных горизонтальных выработок [2]. Рассмотрим строительство буровзрывным способом выработки с площадью поперечного сечения в чернее 16 м² в обычных условиях для различных случаев (табл. 1 и 2).

Табл. 1. Варианты исследований

Вариант	Условия для исследования
А	Бурение шпуров в забое выработки – СБКН-2М, продолжительность заряжания шпуров пропорциональна их числу, коэффициент работоспособности ВВ $\epsilon=1$, крепь – анкеры и набрызгбетон, эксплуатационная производительность погрузки породы постоянна и равна 10 м ³ /ч
В	Как в варианте А, но $\epsilon=0,8$, время заряжания постоянно и равно 2 ч, применение в качестве крепи только набрызгбетона.
С	Как в варианте В, но эксплуатационная производительность средств погрузки породы постоянна и равна 20 м ³ /ч.
Д	Как в варианте А, но эксплуатационная производительность бурового оборудования увеличена в 2 раза.

При постоянной продолжительности проходческого цикла и увеличении коэффициента крепости пород по шкале проф. М.М. Протодяконова (f) будет иметь место уменьшение месячной скорости проходки выработки, при этом, по мере роста f , станет снижаться эксплуатационная производительность бурового оборудования, применяемого как для бурения шпуров в забое выработки, так и для бурения шпуров под анкеры. В то же время с ростом f будет возрастать число шпуров в забое выработки, но, поскольку нами принято фиксированное время проходческого цикла, вследствие снижения подвигания забоя, уменьшится глубина шпуров.

В варианте условий А, при $f=8$ объем работ по бурению шпуров в забое выработки в рамках одного проходческого цикла составит 105,16 м. При $f=10$, из-за увеличившегося числа шпуров (даже при сократившейся их глубине) объем бурения возрастет до 107,8 м, но уже с $f=12$, несмотря на еще большее число шпуров, отмечается сокращение объемов буровых работ (рис. 1). Подобное характерно и для других вариантов.

Табл. 2. Динамика затрат времени проходческих операций

Коэффициент крепости пород	8	10	12	14	16	18
Вариант условий А						
Глубина шпуров, м	2,39	1,96	1,53	1,24	1,03	-
Число шпуров, шт.	44	55	66	77	88	-
Производительность оборудования для бурения шпуров в забое, м/ч	18,84	15,9	12,8	11	10	-
Время бурения, ч	5,582	6,78	7,889	8,68	9,064	-
Производительность оборудования для уборки породы, м ³ /ч	10	10	10	10	10	-
Время уборки породы, ч	3,365	2,76	2,154	1,746	1,45	-
Число шпуров под анкеры, шт.	12	12	12	12	12	-
Производительность оборудования для бурения шпуров под анкеры, шт./ч	9,42	8	6,4	5,5	5	-
Объем установки анкеров, шт	12	12	12	12	12	-
Норма установки анкеров, шт / ч	12	12	12	12	12	-
Объем набрызгбетонирования, м ²	20	20	20	20	20	-
Норма набрызгбетонирования, м ² /ч	10	10	10	10	10	-
Время крепления общее, ч	8,172	7,056	5,967	5,14	4,45	-
Время заряд. одного шпура, ч	0,05	0,05	0,05	0,05	0,05	-
Время заряд. шпуров, ч	2,2	2,75	3,3	3,85	4,4	-
В сумме прочее время, ч	1,5	1,5	1,5	1,5	1,5	-
Время цикла, ч	21	21	21	21	21	-
Вариант условий В						
Глубина шпуров	-	2,99	2,41	2	1,73	1,39
Число шпуров	35	44	53	62	70	79
Время бурения, ч	-	8,223	9,979	11,27	12,11	13,07
Время уборки, ч	-	4,21	3,393	2,816	2,436	1,957
Время крепления, ч	-	4,784	3,856	3,2	2,768	2,224
Вариант условий С						
Глубина шпуров	-	-	2,67	2,17	1,85	1,48
Время бурения, ч	-	-	11,06	12,23	12,95	13,92
Производительность оборудования для уборки породы, м ³ /ч	-	-	20	20	20	20
Время уборки, ч	-	-	1,88	1,528	1,302	1,042
Время крепления общее, ч	-	-	4,272	3,472	2,96	2,368
Вариант условий D						
Глубина шпуров	2,9	2,58	2,21	1,93	1,68	1,45
Производительность оборудования для бурения шпуров в забое, м/ч	37,6	31,8	25,6	22	19,2	16,8
Время бурения, ч	3,394	4,462	5,698	6,755	7,7	8,545
Время уборки, ч	4,083	3,633	3,112	2,717	2,365	2,042
Время крепления общее, ч	9,922	9,288	8,619	8,001	7,392	6,794
Время заряд шпуров, ч	2,2	2,75	3,3	3,85	4,4	4,95

В то же время эксплуатационная производительность бурового оборудования с увеличением крепости пород существенно снижается, так при $f=8$ для установки СБКН-2М она составит 18,84 м/ч. Это и определяет, в конечном счете, радикальное возрастание времени операции бурения в проходческом цикле [3].

Рассмотрим условия исследования в варианте А (табл. 1). При изменении коэффициента крепости пород от 8 до 16 структура затрат времени проходческого цикла претерпевает значительные изменения (рис. 2).

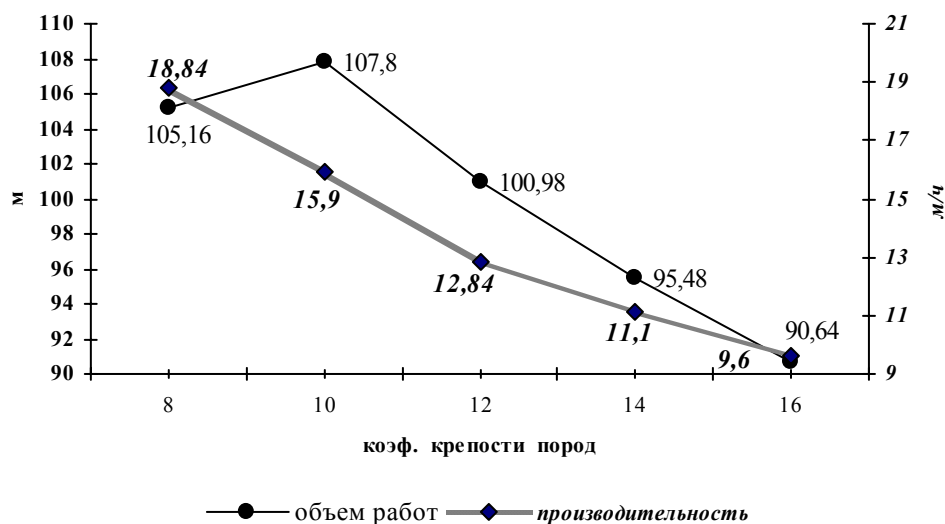


Рис. 1. Динамика объемов буровых работ и производительности оборудования

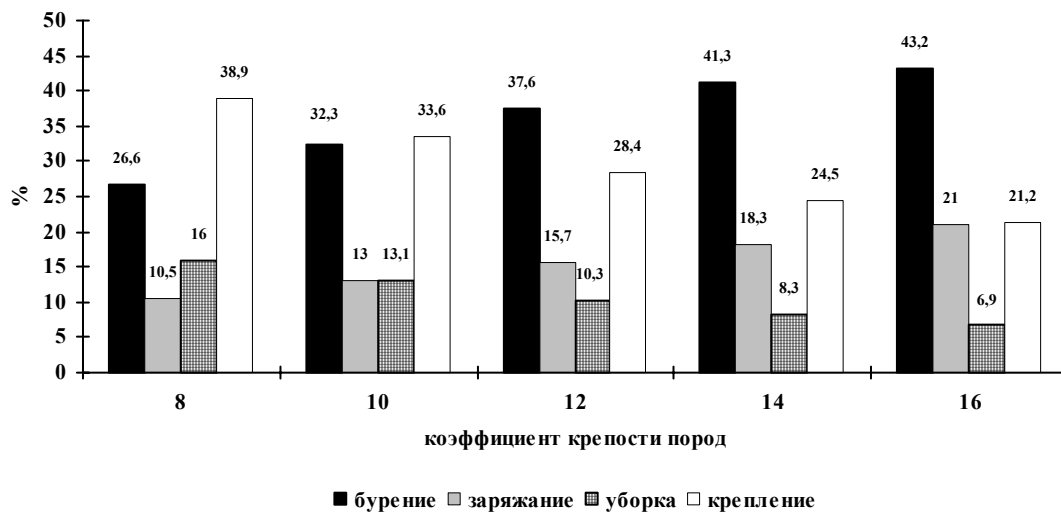


Рис. 2. Динамика структуры времени проходческого цикла в варианте А

Так, если при $f = 8$ на бурение шпуров в забое выработки расходуется 26,6%, заряжание шпуров – 10,5%, уборку породы – 16%, крепление – 39% времени цикла, то по мере увеличения f картина меняется следующим образом: при $f = 16$ удельный вес времени бурения шпуров возрастает до 43,2% (в 1,62 раза), заряжания шпуров – до 21% (в 2 раза), уборки породы, напротив, снижается до 6,9% (в 2,3 раза), крепления также сокращается до 21,2% (в 1,86 раза).

В зависимости от f наблюдаются различные скорости проходки выработки (рис. 3), при этом по мере роста крепости скорости в сильной степени снижаются.

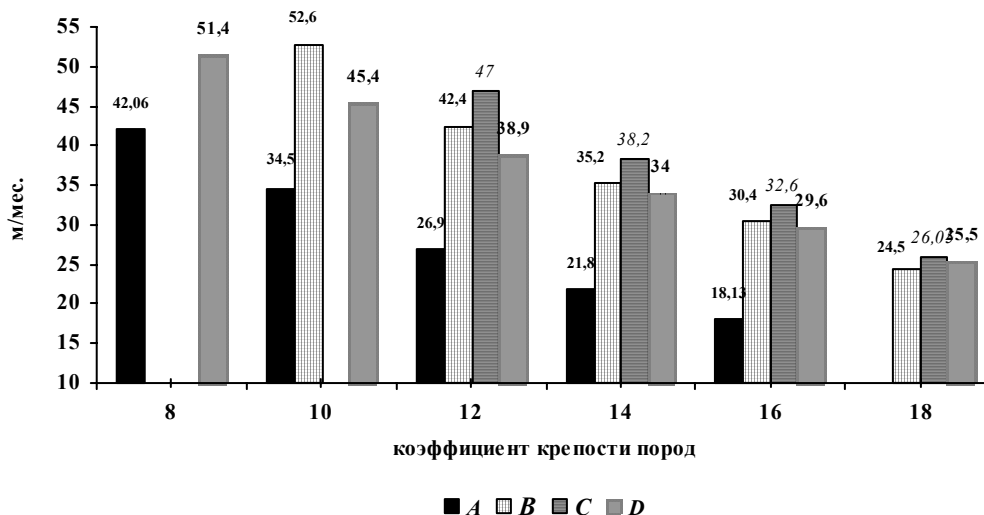


Рис. 3. Динамика скорости проходки выработки по вариантам условий

Анализ показал, что одним из факторов, сдерживающих темпы ведения проходки выработки является крепление. Используя непосредственно при проведении выработки только временную крепь из набрызгбетона, с отставанием дополняя ее анкерами позднее, при совмещении с проходческими операциями, возможно увеличить скорость строительства. В этой связи в варианте В, предусматривающем такое условие, отмечается существенный рост скорости проходки выработки при выраженном доминировании в структуре затрат времени проходческого цикла операции бурения шпуров в забое (рис. 4). Это показывает эффективность воздействия на скорость проходки выработки, даже в весьма крепких породах, таких факторов как работоспособность ВВ, фиксированное (относительно небольшое) время зарядания шпуров и использование непосредственно при проходке выработки только временной набрызгбетонной крепи.

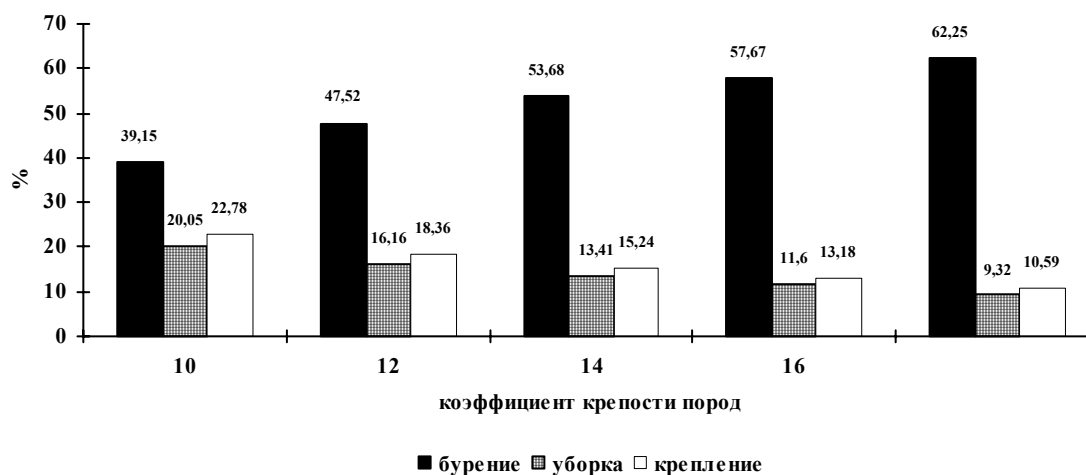


Рис. 4. Динамика структуры времени проходческого цикла в варианте В

Возникает вопрос: в какой мере значительное увеличение производительности уборки породы может повлиять на скорость проходки выработки и структуру времени проходческого цикла? По сравнению с условиями А увеличим производительность уборки породы в 2 раза, оставив неизменными другие факторы (вариант условий С, табл. 1). При этом будет иметь место увеличение скорости проходки выработки (рис. 3) при $f=10$ с 46,8 м/мес. до 52,6 м/мес. (в 1,12 раза) и при $f=16$ с 30,4 м/мес. до 32,6 м/мес.

(в 1,07 раза). Анализируя в варианте условий С (рис. 5) структуру затрат времени проходческого цикла, следует указать на несколько более выраженное доминирование в ней бурения и сокращение уборки породы.

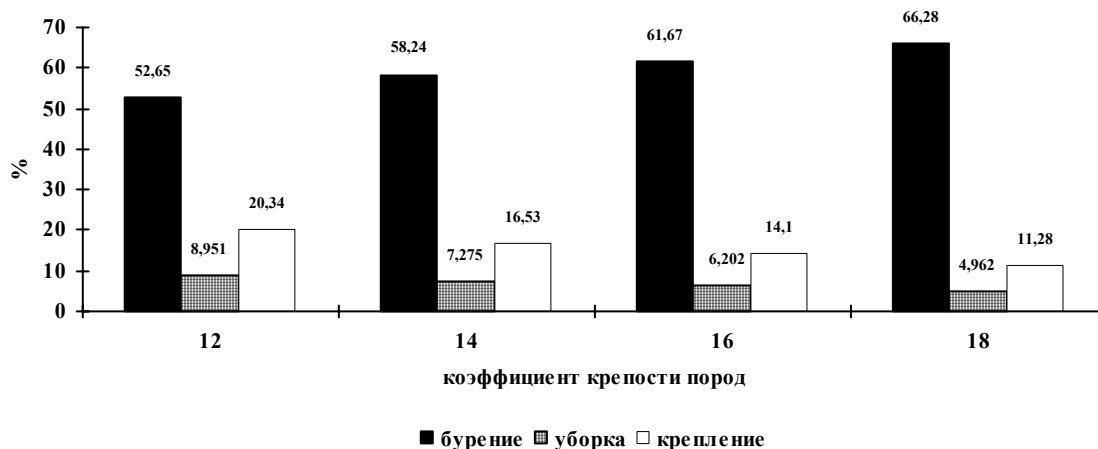


Рис. 5. Динамика структуры времени проходческого цикла в варианте С

В варианте условий *D* аналогичным образом оценим влияние на скорость проходки выработки и структуру затрат времени проходческого цикла увеличения в 2 раза производительности бурового оборудования с сохранением других условий варианта А. В этом случае при $f=8$ скорость проходки выработки в варианте условий 5 по сравнению с А увеличится в 1,22 раза до уровня 51,4 м/мес., а при $f=16$ – еще более заметно – в 1,63 раза до уровня 29,6 м/мес. В этом варианте структура затрат времени проходческого цикла при низких значениях f отличается сильным доминированием крепления, которое только при $f=16$ уступает место бурению шпуров, что показывает возможные резервы совершенствования организации работ (рис. 6).

Таким образом, подводя итог исследований, необходимо отметить следующее: на параметры проходческого цикла определяющее влияние оказывает крепость пород, в которых осуществляется строительство выработки; в крепких и весьма крепких породах наблюдается устойчивая тенденция к выраженному доминированию затрат времени на бурение шпуров в забое выработки.

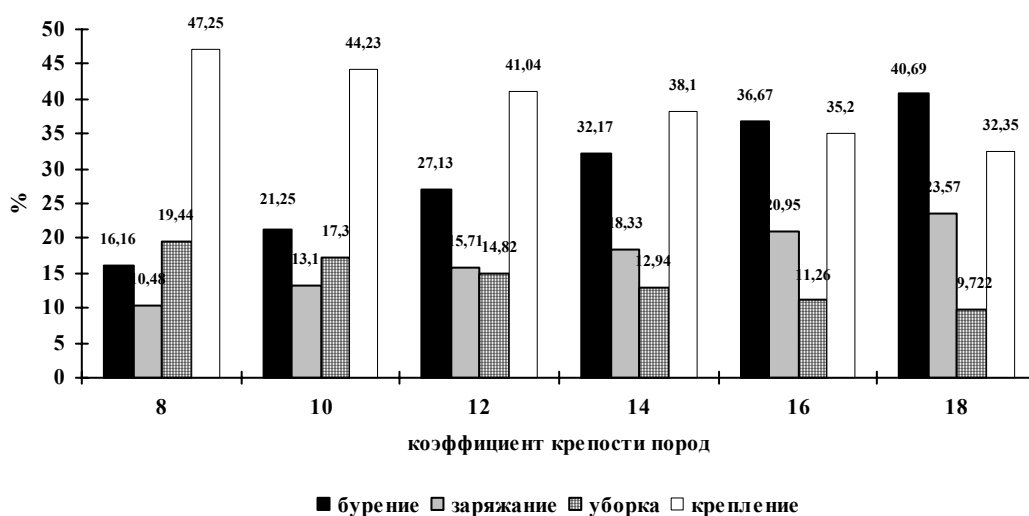


Рис. 6. Динамика структуры времени проходческого цикла в варианте D

Для поддержания высоких темпов проведения выработки в данных условиях необходимо применение производительного бурового оборудования, ВВ с высокой работоспособностью и целесообразно использование непосредственно при проходке только временной набрызгбетонной крепи.

Библиографический список

1. Статистичний щорічник України 2000. Держ. ком. стат. України. – К.: Техніка, 2001. – 600 с.
2. М.И. Устинов. Воспроизводство вскрытых и подготовленных запасов угля на шахтах / М.И. Устинов, В.П. Федоров, А.И. Шор и др.; под ред. Н.К. Гринько. – М.: Недра, 1990. – 352 с.
3. А.С. Бурчаков. Проектирование предприятий с подземным способом добычи полезных ископаемых / А.С. Бурчаков, А.С. Малкин, В.М. Еремеев и др. – М.: Недра, 1991. – 399 с.

Надійшла до редколегії 12.01.2009

© Харин С.А., 2009

УДК 622.61

БУДИШЕВСКИЙ В.А., АРЕФЬЕВ Е.М. (ДонНТУ)

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ОЧИСТКИ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

Проведен сравнительный анализ технологий очистки конвейерных лент с использованием алгоритма, основанного на методе многокритериальной оптимизации.

Conveyor belt cleaning techniques have been compared by means of an algorithm based on the multiobjective optimization method.

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами.

В сложных горно-технических и горно-геологических условиях эффективность работы ленточных конвейеров резко снижается из-за интенсивного прилипания влажной горной массы к рабочим поверхностям конвейера (лента, барабан, ролики, перегрузочные пункты и т.д.) и заштыбовки подконвейерного пространства просыпью транспортируемого груза на роликоопорах, что вызывает необходимость периодической его очистки.

Решить проблему образования просыпи в подконвейерном пространстве можно путем повышения эффективности очистки конвейерных лент.

Анализ исследований и публикаций.

Тарасов Ю.Д. в работе [1] классифицирует способы очистки конвейерных лент по характеру отделения загрязняющих примазок: основанные на сдвиге (срезании) примазок параллельно плоскости ленты, на отрыве примазок от ленты и на разрушении слоя примазок. Первый способ реализуется за счет взаимодействия загрязняющей примазки с преградой. Очистка ленты отрывом может быть реализована стряхиванием загрязняющих примазок путем сообщения ей колебаний в вертикальной плоскости, центробежным воздействием на примазки путем прогиба ленты, переводом загрязняющей примазки на другую поверхность с более высокими адгезионными свойствами.

Задача выбора оптимального способа очистки для конкретных условий зависит от совокупности факторов (критериев) и может быть решена с помощью многокритериальной оптимизации. В последнее время данный способ анализа широко используется для решения технических задач.

В работе [2] приводятся рекомендации для определения технического уровня и качества горных машин с использованием обобщенных показателей качества. В качестве примера приводится комплекс основных абсолютных и относительных показателей, для которых установлены коэффициенты весомости, применительно к очистным комбайнам с углами падения до 35^0 .

В имеющейся литературе нет сведений о многокритериальной сравнительной оценке способов, а, следовательно, и средств очистки конвейерных лент.

Постановка задачи. Таким образом, разнообразие технологий и средств очистки конвейерных лент делает актуальной задачу разработки алгоритма их многокритериального сравнительного анализа с последующим выбором наиболее рациональных способов очистки.

Изложение материала и результаты.

Выбор устройств для очистки конвейерных лент – сложная инженерная задача, при решении которой должен быть учтен ряд критериев.

Все критерии выбора способа очистки конвейерных лент можно отнести к следующим группам: экономические, эксплуатационные, технологические и социальные.

Экономические критерии заключаются в обеспечении минимальных материальных и трудовых затрат при изготовлении, эксплуатации и обслуживании устройств для очистки конвейерных лент. При решении эксплуатационных задач при выборе устройств для очистки конвейерных лент необходимо обеспечить безотказное их функционирование во время эксплуатации. Для решения технологических задач должны быть обеспечены технологичность изготовления, сборки и ремонта. К социальным задачам относятся: максимальная безопасность обслуживания, минимальные затраты тяжелого физического и ручного труда, комфортность труда и т.д.

Анализ критериев выбора устройств для очистки конвейерных лент позволяет говорить об их большом количестве и качественном характере. На основании этого для решения поставленной задачи целесообразно использовать многокритериальную оптимизацию. Данный метод решения задач заключается в поиске лучшего (оптимального) решения, удовлетворяющего нескольким критериям, и сводится к выполнению ряда этапов.

На первом этапе определяются альтернативные варианты технологии очистки конвейерных лент и формируется массив критериев, которые являются факторами, учитываемыми при выборе способа очистки.

На втором этапе проектировщик (группа экспертов) должен для упрощения задачи пренебречь маловажными критериями. Для остальных, более весомых критериев, необходимо установить коэффициент весомости g_i , учитывающий степень влияния i -го критерия на эффективность и целесообразность применения способа очистки. Следует отметить, что $\sum_{i=1}^n g_i = 1$, где n число принятых для оценки критериев.

На третьем этапе необходимо преобразовать показатели альтернативных способов очистки в безразмерные величины q_{ij} по формуле:

$$q_{ij} = \frac{(\rho(f)_i - f_{ij})}{\rho(f)_i}, \quad (1)$$

где f_{ij} – значение i -го критерия для j -го способа; $\rho(f)_i$ – оптимальное значение критерия,

Таким образом, безразмерный критерий будет обозначать относительную разницу между истинным и оптимальным значениями критерия.

Значения критериев f_{ij} при различных способах очистки конвейерных лент от угольной примазки средней липкости оценивалась по трехступенчатой системе (приведены в табл. 1). Здесь приняты следующие условные обозначения уровней критериев:

- - низкий;
- ◐ - средний;
- ◑ - высокий.

Таблица 1. Значения критериев для оценки способов очистки конвейерных лент

№ пп	Группа критериев	Критерии	Способы очистки		
			Отрыв	Сдвиг, срезание	Разрушение
1	Экономические	Степень очистки	◐	●	●
2		Минимальный износ ленты	●	◐	◐
3		Стабильность очистки	◐	◐	◐
4		Энергоэффективность	●	◐	◐
5		Минимальная стоимость оборудования	◐	●	◐
6		Срок службы очистителя	◐	◐	●
7		Минимальные трудозатраты при обслуживании	◐	●	◐
8	Эксплуатационные	Возможность регулирования параметров	●	◐	◐
9		Автоматическая подача продуктов очистки в общий грузопоток	◐	●	◐
10		Возможность размещения средств очистки в пределах габаритов конвейера	●	●	◐
11		Безотказность функционирования	◐	◐	◐
12		Ремонтопригодность	●	●	◐
13		Минимальная трудоемкость обслуживания	◐	●	◐
14		Отсутствие влияния на тяговую способность привода	●	◐	●
15		Уровень автоматизации	◐	◐	●
16	Технологические	Простота и доступность изготовления силами самого предприятия	◐	◐	◐
17		Технологичность монтажа	◐	◐	◐
18		Технологичность ремонта	◐	●	◐

19	Социальные	Безопасность обслуживания			
20		Минимальные затраты ручного и тяжелого физического труда			
21		Комфортность труда			
22		Легкость и удобство управления			
23		Санитарно-гигиенические условия труда			
24		Защита окружающей среды			
Суперкритерий SK_j			1,46	1,53	2,63

На четвертом этапе производится расчет суперкритерия SK следующим образом:

$$SK_j = \sum_{i=1}^n q_{ij} g_i, \quad (2)$$

Из рассмотренных альтернативных вариантов способа очистки наилучшим является способ, обеспечивающий минимальное значение суперкритерия.

В качестве примера для приведенных в таблице уровней критериев при суммарной значимости их групп 0,4 (экономические), 0,3 (эксплуатационные), 0,2 (технологические) и 0,1 (социальные) получены значения суперкритериев. При этом критерии в каждой группе приняты равнозначными.

Минимальное значение суперкритерия соответствует способу очистки конвейерных лент отрывом загрязняющей примазки и составляет 1,46. Это позволяет говорить о целесообразности применения этого способа очистки для заданных условий.

Выводы и направление дальнейших исследований.

На основании обобщения и классификации критериев эффективности способов очистки конвейерных лент предложен алгоритм их сравнительной оценки, который может быть использован при проектировании очистителей под заданные условия эксплуатации конвейера. Алгоритм учитывает 24 частных критерия эффективности, объединенные в экономические, эксплуатационные, технологические и социальные группы, а также весомости этих критериев.

Произведен расчет значений суперкритериев способов очистки конвейерных лент от угольной примазки средней липкости. Минимальное значение суперкритерия составляет 1,46 и соответствует оптимальному способу очистки конвейерных лент для заданных условий - отрывом загрязняющей примазки.

Библиографический список

1. Тарасов Ю.Д. Очистка конвейерных лент и подконвейерного пространства. – М.: Недра, 1993, 192 с.
2. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов: Учебник для вузов/Малеев Г.В., Гуляев В.Г., Бойко Н.Г. и др. – М.: Недра, 1988. – 368 с.

Надійшла до редколегії 16.01.2009

© Будинишевский В.А., Арефьев Е.М., 2009

УДК [622.867.3.:614.895.5]:621.56

ПОЛОЖИЙ В.О., МАРИЙЧУК И.Ф. (НИИГД «Респиратор»),
ПЕТРЕНКО Ю.А., НОВИКОВ А.О. (ДонНТУ)

НАСЛЕДСТВЕННОЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ОБОЛОЧКИ ВОДЯНОГО АККУМУЛЯТОРА ХОЛОДА

Изложены результаты исследований напряженно – деформированного состояния оболочки (полиэтиленовой пленки) водолеяных аккумуляторов холода, учитывающие толщину, количество замораживаний и явление ползучести, что позволило определить количество их применения в противотепловой одежде.

Stress-deformed state of water-ice cold accumulators polyethylene envelopes has been investigated. The authors have taken into account their thickness and the number of freezings and that allowed defining the number of times they can be reused in heatproof clothing.

В настоящее время все более широкое применение находит противотепловая одежда (жилеты, куртки, костюмы) с водолеяной системой охлаждения, основой которой являются четырехсекционные полииэтиленовые ампулы с водой, замораживаемые в камерах морозильных установок.

Не смотря на существенные преимущества по сравнению с другими хладоносителями [1], недостатком водолеяных охлаждающих элементов (ОЭ–2), выполненных из полиэтиленовой пленки толщиной 0,15 мм, является недостаточное количество их применения, которое в зависимости от ее плотности после повторных замораживаний равно от 12 до 15 раз, после чего они выходят из строя, т.к. происходит разрыв оболочки, а поэтому каждый год подразделения ГВГСС приобретают от 30 до 40 тыс ОЭ–2.

В работе [2] исследовано термическое напряженное состояние оболочки ОЭ–2 в зависимости от толщины (от 0,10 мм до 0,30 мм с разницей 0,05 мм) и перепадов температур на ее внутренней и наружной поверхностях при одном замораживании, в результате чего сделан вывод о целесообразности их применения с толщиной оболочки 0,15 мм. При этом показано, что максимальным напряжением является осевое σ_z , определяемое по зависимости

$$\sigma_z = n(\sigma_r + \sigma_\varphi) - \beta E(T_1 - T_2), \quad (1)$$

где

$$\sigma_r = -c \left[\frac{\ln \frac{b_0}{r}}{\ln \frac{b_0}{a_0}} - \frac{\frac{b_0^2}{r^2} - 1}{\frac{b_0^2}{a_0^2} - 1} \right]; \quad \sigma_\varphi = -c \left[\frac{\ln \frac{b_0}{r} - 1}{\ln \frac{b_0}{a_0}} + \frac{\frac{b_0^2}{r^2} + 1}{\frac{b_0^2}{a_0^2} - 1} \right], \quad (2)$$

$$c = \frac{E\beta(T_1 - T_2)}{2(1 + n)}, \quad (3)$$

ν , E – коэффициент Пуассона и модуль упругости полиэтиленовой пленки, МПа; σ_r, σ_ϕ – радиальные и угловые напряжения, МПа; δ – температурный коэффициент линейного расширения, $1/K$; T_1, T_2 – температуры соответственно внутренней и наружной поверхности оболочки секции ОЭ-2, К; a, b, r – внутренний, наружный и текущий радиусы оболочки соответственно, мм.

Однако в данной работе не исследовано изменение напряженного состояния оболочки во времени в зависимости от количества замораживаний ОЭ-2, результаты теории не подтверждены экспериментами, а следовательно не определено количество (многократность) их применения с учетом явления ползучести, что снижает эффективность и безопасность ведения аварийно – спасательных работ в экстремальных микроклиматических условиях, увеличивая при этом на затраты.

В связи с этим целью работы является исследование напряженно - деформированного состояния оболочки ОЭ-2 в зависимости от ее толщины, количества замораживаний с учетом явления ползучести полиэтиленовой пленки и на основании результатов определение количества их применений в противотепловой одежде.

Известно [3], что материалы, для которых зависимость между напряжениями и деформациями включает время, называют упруговязкими. К таким материалам относят полимеры и их композиции, сплавы, бетоны, горные породы, грунты, лед, металлы при повышенных температурах и др. Характерными для таких материалов являются их релаксационные свойства: изменение деформации при постоянных напряжениях (ползучесть) и изменение напряжений при неизменных деформациях (релаксация).

Для описания процессов деформирования упруговязких материалов Больцман [4] предложил теорию наследственной вязкоупругости, построенную на основе принципа суперпозиции: «влияния полученных в разное время деформаций (напряжений) складываются, то есть объединяются путем непосредственного сложения».

В связи с интенсивностью применения противотепловой одежды актуальной задачей является увеличение срока эксплуатации ОЭ-2, изготовленных из серийно выпускаемой в Украине полиэтиленовой пленки толщиной 0,2 мм и 0,4 мм, при их замораживании в морозильных установках со средней температурой в холодильной камере 253 К (минус 20°C).

Общее напряжение, возникающее в оболочке ОЭ-2 при многократном их замораживании, состоит из суммы напряжений, определенных по зависимостям (1)-(3), а также в результате его исследований с учетом явления ползучести. Определить первую часть напряжений не представляет никаких трудностей, а поэтому остановимся на исследовании второй части.

Для материалов, обладающих ползучестью, можно указать некоторую область напряжений, в пределах которой деформация ползучести в течение заданного времени пропорциональна приложенной нагрузке (напряжению), что соответствует области линейной ползучести. При тех напряжениях и периодах времени, которые допускаются в качестве рабочих, скорость ползучести убывает со временем. Возрастание скорости предшествует разрушению и, как правило, недопустимо. Однако в нашем случае необходимо знать предельные значения напряжений в зависимости от количества замораживаний ОЭ-2, необходимые для сравнения с максимальными напряжениями, возникающими в оболочке.

В первый момент времени, после приложения нагрузки, скорость ползучести оказывается чрезвычайно большой, точное измерение ее затруднено вследствие динамических эффектов, связанных с нагружающим устройством и измерительной аппаратурой. Отсюда полезна тенденция использования таких законов ползучести, для которых ее скорость будет экспоненциальной функцией дробного порядка (функция Ю.Н. Рабатнова) [3]

$$\mathfrak{D}_{\alpha}(-\beta, t) = t^{-\alpha} \sum_{n=0}^{\infty} \frac{(-1)^n \beta^n t^{n(1-\alpha)}}{\Gamma[(n+1)(1-\alpha)]}, \quad (0 < \alpha < 1, \beta > 0), \quad (4)$$

где Γ – гамма-функция и ее свойства приведены в работе [3]; $\bar{b}$, $\bar{v}$ – новые механические константы пленки ОЭ-2, определяемые по зависимостям

$$\bar{b} = 1/b, \quad \bar{v} = 1/(\phi^{1-\bar{b}}); \quad (5)$$

b – ширина образца пленки, мм.

Функция (4) является ядром оператора $\mathfrak{D}_{\alpha}^*(\beta)$, который выражается через оператор Абеля I_{α}^*

$$\frac{1}{1 - \beta I_{\alpha}^*} = 1 + \beta \mathfrak{D}_{\alpha}^*(\beta), \quad (6)$$

с ядром

$$I_{\alpha} = \frac{t^2}{\Gamma(1-\alpha)}, \quad t > 0, \quad I_{\alpha} = 0, \quad -1 < \alpha \leq 0. \quad (7)$$

Свойства изотропного упругого тела, каким является полиэтиленовая пленка ОЭ-2, характеризуются двумя упругими параметрами (модулем упругости E , МПа, и коэффициентом Пуассона ν), которые заменяются линейными операторами [3].

$$\tilde{E} = E(1 - \Gamma^*), \quad \tilde{\nu} = \nu(1 + N^*), \quad (8)$$

где Γ^* и N^* принадлежат к одному классу разрешающих или резольвентных операторов Вольтерра и представляют собой дробно-экспоненциальные функции с одинаковым индексом

$$\Gamma^* = \chi \mathfrak{D}_{\alpha}^*(-\beta - \chi), \quad N^* = \frac{1-2\nu}{2\nu} \Gamma^*, \quad (9)$$

а χ – константа, определяемая экспериментальным путем по зависимости [5].

$$\chi = (E - E_{\infty}) / (E \tau^{1-\alpha}), \quad (10)$$

где E_{∞} – установившийся модуль нормальной упругости, МПа.

Так как мгновенный модуль упругости E больше установившегося модуля E_{∞} , то $\alpha < \beta$.

Предположим, что объемная деформация пленки упруга, поэтому модуль упругости определяется из выражения

$$\frac{\tilde{E}}{1 - 2\tilde{\nu}} = \frac{E}{1 - \nu}, \quad (11)$$

а следовательно с учетом (8) и (9)

$$\tilde{\nu} = \nu + \frac{1-2\nu}{2} \Gamma^*. \quad (12)$$

Для определения напряженно-деформированного состояния оболочки ОЭ-2 необходимо найти операторы, соответствующие параметру B [2]

$$B = \frac{\tilde{E}}{1 - \tilde{\nu}}. \quad (13)$$

С учетом (8) – (12) выражение (13) примет вид

$$B = \frac{\tilde{E}}{1 - \tilde{\nu}} = \frac{E[1 - \chi \mathfrak{D}_\alpha^*(-\beta - \chi)]}{1 - [\nu + \frac{1 - 2\nu}{2} \chi \mathfrak{D}_\alpha^*(-\beta - \chi)]^2}. \quad (14)$$

Для определения напряженно-деформационного состояния оболочки ОЭ-2 при достаточно большом сроке эксплуатации используем асимптотическое разложение $\mathfrak{D}_\alpha^*$ -функции [6].

$$\mathfrak{D}_\alpha^*(-\beta) \cdot 1 \approx \frac{1}{\beta} - t^{(1+\alpha)} \sum_{n=2}^{\infty} \frac{(-1)^n [\beta t^{(1+\alpha)}]^{-n}}{\Gamma[1 + (1 + \alpha)(1 - n)]}, \quad (15)$$

$$\mathfrak{D}_\alpha^*(-\beta) \cdot 1 \rightarrow \frac{1}{\beta} (\beta < 0, t \rightarrow \infty)$$

Экспериментально определяемая из опыта деформация $\varepsilon(t)$ может быть представлена следующим образом [3]

$$e(t) = e_0 [1 + \chi \mathfrak{D}_\alpha^*(-\beta) \cdot 1], \quad (16)$$

где ε_0 – мгновенная деформация при приложении напряжения σ .

По кривой, построенной в результате проведения экспериментов, необходимо определить четыре параметра: α, β, χ и ε_0 . При испытаниях определяем начальную мгновенную деформацию $\varepsilon_0 = \sigma / E$. Модуль упругости E предполагаем заранее известным [2]. Используем метод определения переменных параметров, предложенных в работе [7].

Применяя к выражению (16) преобразование Лапласа, получим

$$\Psi(p) = \varepsilon_0 \left(1 + \frac{\chi}{p^{(1+\alpha)} + \beta} \right), \quad (17)$$

или
$$\Psi(p) = p \int_0^{\infty} \varepsilon(t) e^{-pt} dt. \quad (18)$$

Решение задачи состоит из двух этапов: вычисление функции $\Psi(p)$ и нахождение оптимальных параметров аппроксимации (17).

Первый этап выполняется следующим образом. По экспериментальным данным функцию $e(t)$ задаем таблицей для определенных значений $t = t_i, t_{i-1} > t_i, t_N = T$ – наибольшее значение t , для которого известно значение $\varepsilon_N = \varepsilon(T)$, а затем последовательность значений $p_k, p_{k+1} > p_k$ и записываем интеграл (18) для $p = p_s$

$$\Psi(p_s) = p_s \left[\sum_{i=0}^{N-1} \int_{t_i}^{t_{i+1}} \varepsilon(t) l^{-pst} ds + \int_T^{\infty} \varepsilon(t) e^{-pst} dt \right]. \quad (19)$$

$$s = 0, 1, 2, \dots, N$$

Для заданного T можно указать минимальное значение p_s , при котором ошибка, происходящая вследствие отбрасывания последнего члена, не будет превышать некоторую заданную величину, т.е. для вычисления функции $\Psi(p)$ используем формулу, состоящую из первого члена (19).

Для вычисления интегралов, входящих в выражение (19), в интервале $t_{i+1} - t_i$ функция $\varepsilon(t) = \varepsilon_i(t)$ аппроксимируется полиномом

$$\varepsilon_i(t) = \sum_{m=0}^k A_{mi} t^m, \quad (20)$$

где коэффициенты A_{mi} определяются из условий прохождения кривой $\varepsilon_i(t)$ через k последовательно заданных точек, для которых известны экспериментально определенные значения функции $\varepsilon(t)$. В результате решения первой части задачи получаем таблицу значений $\Psi(p)$ для определенного диапазона значений аргумента p . Определение параметров χ , α , β и ε_0 производится с помощью квадратичного метода поиска оптимальных параметров [7, 8] без перехода к оригиналу. Вычисления ведутся по алгоритму, разработанному в работе [9].

Напряжения, возникающие в пленке в результате замораживания и размораживания ОЭ-2, определим по формуле [5]

$$y(\phi) = y \{1 - \lambda [1 - E_{1-6}(-1)]\}, \quad (21)$$

$$\text{где} \quad \lambda = (E_0 - E_\infty) / E_0 \quad E_M(-\xi) = \sum_{n=0}^{\infty} (-1)^n \frac{\xi^n}{\Gamma(n\mu + 1)}, \quad \mu = 1 - \alpha; \quad (22)$$

Для определения параметров ползучести χ , α , β и ε_0 , а также предельных значений напряжений σ_n на растяжение и разрыв сварных швов в зависимости от количества замораживаний N ; экспериментально исследовали напряженно-деформированное состояние образцов, вырезанных из серийно выпускаемых в Украине полиэтиленовой пленки толщиной 0,2 мм и 0,4 мм замороженных ОЭ-2 в камере морозильной установки при средней температуре минус 20°C.

Для исследований использовались два варианта образцов: а) – растяжение односторонней пленки; б) – расслоение швов.

В связи с необходимостью создания небольших нагрузок на образцы пленки, испытания проводились на специально разработанном стенде (рис 1), состоящем из следующих основных частей: винта натяжного 1, гайки-барашка 2, крючков 3 и 8, клипс верхней 4 и нижней 6, цепи 7, платформы весовой 9, упора ограничительного 11, стандартных весов РН-34Ц12У ТУ 25-06.2052-82 12 и стойки 13.

Образец 5 крепился в нижней и верхней клипсах (вариант крепления А), а груз в виде гири 10 устанавливается на платформе 9. Вариант крепления Б использовался для одновременных исследований образцов, вырезанных из замороженных ОЭ-2 и образцов, находящихся в камере морозильной установки.

Масса составных частей 6-10 стенда равнялась 0,7 кг и являлась первоначальной нагрузкой для образцов, дополнительная нагрузка создавалась с помощью гирь различной массы, а для получения зависимости деформаций от времени – постоянная нагрузка массой 1,5 кг.

Образцы для определения прочностных характеристик вырезались вдоль образующей оболочки, где согласно [2] возникали максимальные напряжения, а для про-

верки сварных швов – в поперечном направлении ОЭ-2, с предварительным расслоением первого шва.

Для измерения переменных образцов пленки (измерение расстояния между рисками) использовался оптико-механический тензометр с чувствительностью, не превышающей 0,01 мм, а толщины полиэтиленовой пленки – микрометр МК0 – 25 мм с погрешностью 0,004 мм, ГОСТ 6507-78.

Исследования проводили в следующей последовательности. Два элемента ОЭ-2 (с водой) и две ампулы без воды, выполненных из полиэтиленовой пленки толщиной 0,2 мм, помещали в холодильную камеру морозильной установки и после замораживания ОЭ-2 до температуры минус $(17 \pm 1)^\circ\text{C}$, измеряемую пирометром, вынимали из камеры, доводя температуру оболочек ОЭ-2 и ампул до плюс 20°C , при которой прекращается его использование в противотепловой одежде. Затем вырезали образцы из ОЭ-2 и ампул: шестнадцать по длине размером 180 мм x 30 мм и двенадцать в поперечном направлении – 110 мм x 30 мм. Образцы из ампул предназначены для определения возможности сокращения времени проведения испытаний. Исследования для определения деформаций и площади поперечного сечения образцов на растяжение с постоянной нагрузкой проводили в течение 10 ч, а для определения предельных напряжений и напряжений на разрыв швов – с дополнительной нагрузкой.

Предварительные результаты исследований показали, что деформации и предельные значения напряжений для образцов, вырезанных из замороженных ОЭ-2, и образцов ампул, находящихся в морозильных установках, существенно отличаются, поэтому в дальнейшем исследования проводили на первых образцах. Затем проводили аналогичные исследования при различных количествах замораживаний и размораживаний двух ОЭ-2, оболочки которых выполнены из пленки толщиной 0,2 мм и 0,4 мм.

Используя общеизвестные методы обработки средних значений данных экспериментов и построения зависимостей деформаций от времени для образцов толщиной 0,2 мм и 0,4 мм получены результаты исследований, которые для $\varepsilon = f(t)$ приведены соответственно на рис. 2 и 3.

Анализ полученных результатов показывает, что общим для $\varepsilon = f(t)$ является нелинейная зависимость с мгновенным ростом этих величин на незначительном участке, что характерно для материалов из пластмасс, рост деформаций во времени, т.е. имеет

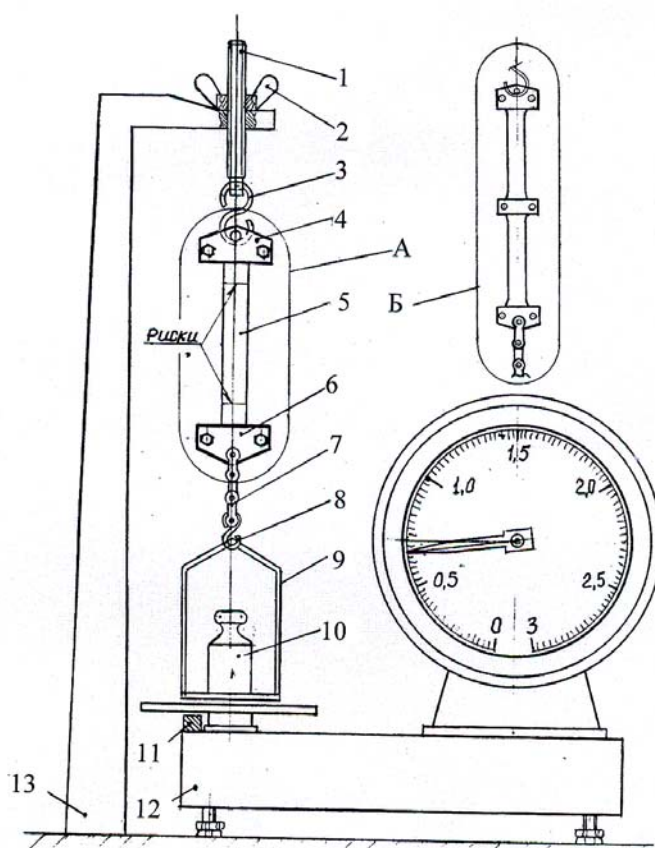


Рис. 1. Стенд испытаний образцов ОЭ-2:

1 – винт натяжной; 4, 6 – верхняя и нижняя клипсы; 5 – образец; 7 – цепь; 9 – платформа весовая; 10 – гиря; 11 – упор ограничительный; 12 – весы; 13 – стойка.

место ползучесть. Напряжения на разрыв швов меняются незначительно и не достигают своего предельного значения.

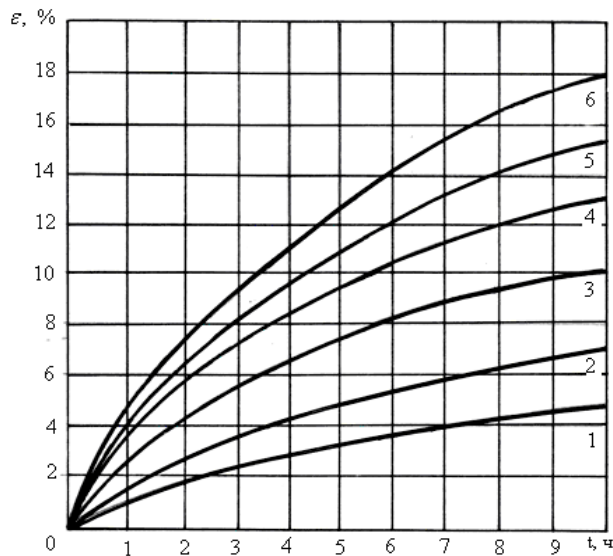


Рис. 2. Зависимость деформаций образцов полиэтиленовой пленки толщиной 0,2 мм от времени и количества замораживаний (N) ОЭ-2 1-1; 2-10; 3-20; 4-40; 5-50; 6-60

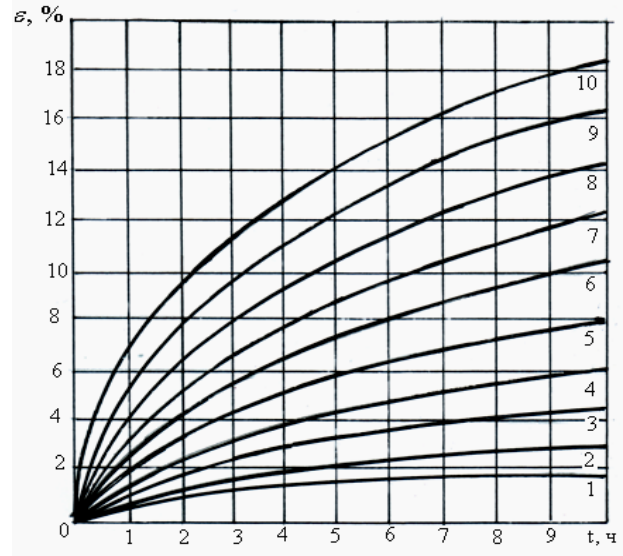


Рис. 3. Зависимость деформаций образцов полиэтиленовой пленки толщиной 0,4 мм от времени и количества замораживаний (N) ОЭ-2 1-1; 2-10; 3-20; 4-40; 5-60; 6-80; 7-100; 8-110; 9-120; 10-130

При исходных данных: ширине образцов $b=30$ мм, времени $t=10$ ч, модуле упругости $E=250$ МПа и полученного $E_{\infty}=100$ МПа значения $\alpha \approx 0,33$, $\beta \approx 0,09$, $\chi \approx 0,17$, $\epsilon_0 \approx 0,01$.

По методике, изложенной выше, проведен расчет максимальных напряжений σ_z [2] с заменой коэффициента B , выраженного через упругие постоянные, линейными операторами Вольтерра, в свою очередь выражающиеся через функцию Ю.Н.Роботнова $\mathcal{E}_{\alpha}^*(-\beta)$, зависящую от времени t .

Следовательно, программа вычисления напряжений [2] дополняется подпрограммой, вычисляющей функцию $\mathcal{E}_{\alpha}^*(-\beta)$ по асимптотической формуле (15) на основании параметров ползучести, определенных методом, описанным выше.

Результаты исследований представлены на рис. 4, где сплошными линиями (1,2) обозначены максимальные напряжения σ_z , возникающие в оболочке в результате многократного замораживания ОЭ-2 и полученные расчетным путем для толщины полиэтиленовой пленки толщиной 0,2 мм и 0,4 мм, а штриховыми линиями (1', 2') – предельные ее напряжения σ_n в результате обработки данных эксперимента. Отсюда следует, что погрешность результатов расчета и данных эксперимента по определению максимальных напряжений не превышает 10 %, количество циклов N замораживания для пленки толщиной 0,2 мм в соответствии с предельными значениями напряжений равно 60, а для пленки толщиной 0,40 мм – 130 т.е. количество циклов во втором случае увеличивается более чем в два раза.

Следовательно, применение ОЭ-2, изготовленных из полиэтиленовой пленки толщиной 0,40 мм по сравнению с толщиной 0,20 мм позволяет увеличить срок их эксплуатации не менее чем в два раза, а по сравнению с существующей толщиной 0,15 мм – в пять и десять раз соответственно. При этом максимальная масса ОЭ-2 в зависимости от их количества в противотепловой одежде увеличивается на 11,5 %. Так, при использовании минимального их количества 15 шт в охлаждаемом жилете ОЖГ – на 0,3 кг, а в костюмах – на 0,6 кг при 30 шт ОЭ-2.

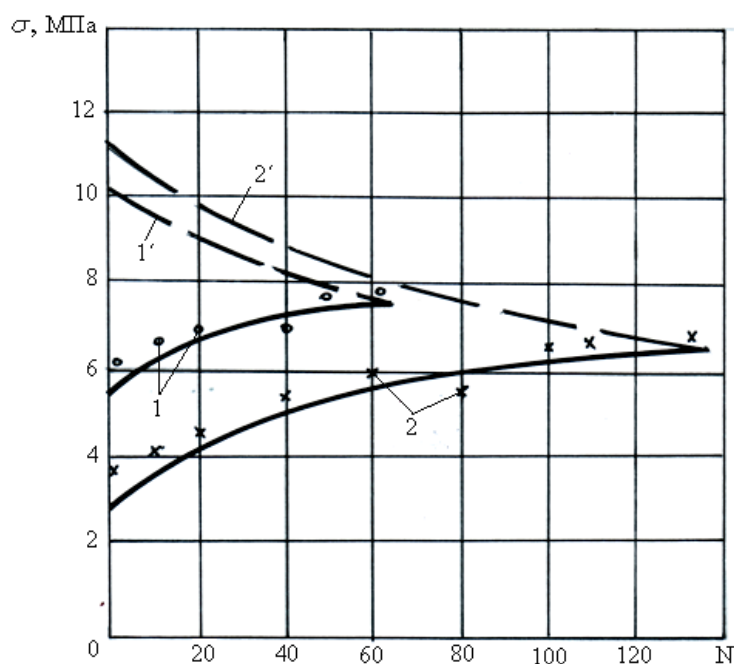


Рис.4. Зависимость максимальных σ_z (1, 2) и предельных σ_n (1', 2') напряжений в полиэтиленовой пленке толщиной 0,2 мм (1, 1') и 0,4 мм (2, 2') от количества замораживаний N ОЭ-2
— — — результаты теоретических исследований; — — —, о, х — данные экспериментов

Разработанный метод расчета наследственного напряженно-деформированного состояния (ползучести) позволяет определить, в конечном счете, срок эксплуатации ОЭ-2, изготавливаемых из полиэтиленовой пленки различных марок (плотности), толщине, температуре и количестве замораживаний.

Таким образом, полученное научно обоснованное количество использования ОЭ-2 позволяет снизить затраты на средства индивидуальной противотепловой защиты, повысить эффективность и безопасность ведения аварийно-спасательных работ.

Библиографический список

1. Клименко Ю.В. Разработка технических средств индивидуальной противотепловой защиты и метода подготовки горноспасателей для работы в экстремальных микроклиматических условиях / Клименко Ю.В. // Диссертация на соискание ученой степени канд. техн. наук – Днепропетровск – 2003. – с. 199
2. Карпекин В.В. Определение параметров водоледяного аккумулятора холода для противотепловой одежды горноспасателей/ Карпекин В.В., Марийчук И.Ф., Клименко Ю.В. // Науковий вісник НГА – Дніпропетровськ, 2002.- № 5.—С. 82-86
3. Работанов Ю.Н. Элементы наследственной механики твердых тел / Работанов Ю.Н.. – М.: Наука, 1977. – 384 с.
4. Boltzman / . Zur Theorie der elastischen Nachwirkung. An. Phys. and Chem., 1876, Erg – Bd. 7.
5. Глушко В.Т. Устойчивость горных выработок / В.Т. Глушко, Н.Н. Долинина, М.И. Розавский. – Киев: Наукова думка, 1973. – 206 с.
6. Аннин Б.Д. Асимптотическое разложение экспоненциальной функции дробного порядка / Аннин Б.Д. – М.: ПММ. – Т. XXX, вып. 1961. – с. 796 – 798
7. Звонов Е.Н. Определение характеристик ползучести линейных наследственно – упругих материалов с использованием ЭЦВМ / Е.Н. Звонов, Н.И. Малинин, Л.Х. Панерник, Б.М. Цейтлин // Изв. АН СССР, МТТ. – 1968. - № 5. – 173 с.
8. Демидович Б.П. Численные методы анализа / Демидович Б.П. – М.: Наука, 1967. – 362 с.

9. Пинксер И.Ш. Алгоритм для расчета системы с минимальной квадратичной погрешностью / И.Ш. Пинксер, Б.М. Цейтлин: сб. Точность механизмов и автоматизированных измерительных средств. – М.: Наука, 1966. – с. 192 – 198.

Надійшла до редколегії 02 03.2009

©Положий В.О., Марийчук И.Ф., Петренко Ю.А.,
Новиков А.О., 2009

УДК 622.807

ПАВЛЫШ В.Н., СЕРЕЖНИКОВ С.С. (ДонНТУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СПЕЦИАЛИЗИРОВАННОГО УСТРОЙСТВА ДЛЯ АВТОМАТИЗАЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ПРОЦЕССОМ НАГНЕТАНИЯ ЖИДКОСТИ В УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ

Рассматриваются принципы построения автоматизированной системы управления процессом увлажнения угольных пластов для борьбы с газом и пылью при подземной угледобыче.

The authors describe the principles of developing an automated system for damping coal seams in the process of gas and dust control.

Актуальность работы. Применение способов и схем гидравлического воздействия на пласт для борьбы с проявлениями его опасных свойств является обязательным на шахтах и регламентировано нормативными документами [1].

Основным наиболее широко применяющимся на шахтах Украины способом является напорное нагнетание воды или воды с добавками ПАВ в режиме фильтрации с использованием насосных установок.

До настоящего времени контроль процесса осуществляется «вручную»: рабочий следит за величиной давления и расходом жидкости и через 30 минут записывает показания в рабочую тетрадь. При таком управлении процессом обеспечить его качественное исполнение невозможно.

Как отмечается в ряде работ [2,3], активное влияние на качество обработки пласта оказывает выраженная анизотропия фильтрационных свойств угля, в связи с чем проницаемость значительно изменяется даже на коротких отрезках фильтрации. Это, в свою очередь, вызывает резкие колебания параметров нагнетания во время нагнетания, и, таким образом, ожидаемый эффект от воздействия не достигается.

На рис. 1 приведены результаты измерения основных параметров нагнетания жидкости в пласт, такая картина является типичной для рассматриваемого процесса.

Повышение качества воздействия возможно при условии поддержания стабильных значений параметров (давления и темпа нагнетания).

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

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

тельным является путь создания специализированного устройства управления, которое работает в непосредственной связи с технологическим оборудованием.

Исследования показали, что наиболее приемлемым в данном случае является применение специализированных устройств на базе микропроцессора. В этой связи тема работы является актуальной.

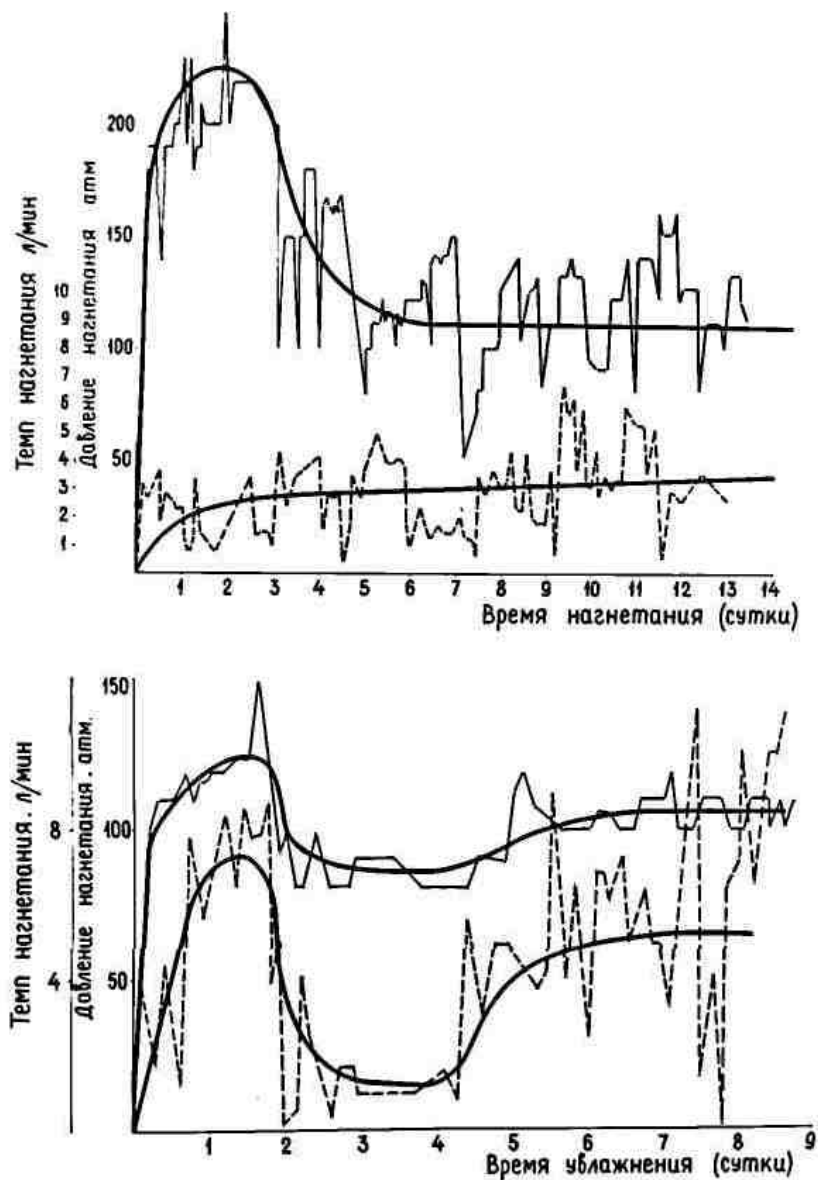


Рис.1. Графическая запись процесса обработки пласта m_3

Цель работы – обоснование структуры и параметров системы автоматизированного управления процессом нагнетания жидкости в анизотропный угольный пласт.

Содержание работы. Автоматическое устройство предназначено для контроля основных технологических параметров - давления нагнетания $P(t)$ и темпа нагнетания, пропорционального расходу $Q(t)$, а также их коррекции в зависимости от конкретных условий. Аппаратура контроля включает в себя датчики давления и темпа

нагнетания, преобразователи напряжения, микропроцессор, регулятор параметров насосной установки. Технологическая структура системы приведена на рис.2.

В основу функционирования системы положен программный принцип выполнения алгоритма управления процессом нагнетания, реализуемый специализированным вычислительным устройством (СВУ) на базе микропроцессора. Аппарат может быть выполнен либо на основе общепромышленных (универсальных) микропроцессорных устройств, работающих на поверхности, либо во взрывобезопасном исполнении для использования в подземных условиях.

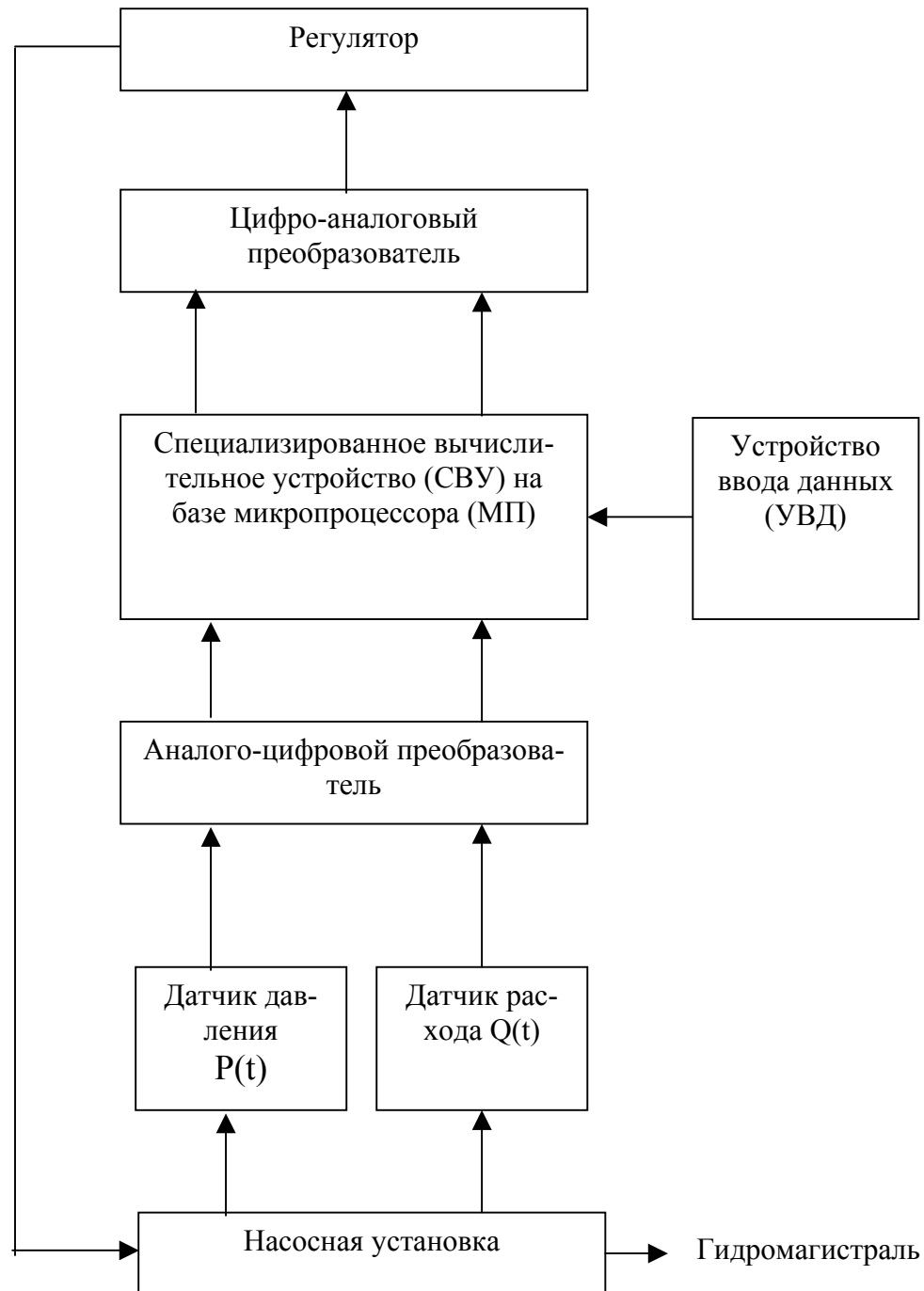


Рис. 2. Технологическая структура системы управления

Сигналы с датчиков в виде синусоидального напряжения поступают на вход преобразователей с целью согласования выходного напряжения датчика с уровнем входного напряжения МП. В микропроцессоре реализуется прием, хранение и обработка данных, расчет фактических параметров и их сравнение с паспортными, а также выработка и выдача на регулятор управляющих сигналов, если необходимо корректировать гидравлические параметры.

В настоящее время свободно-программируемые контроллеры (ПК) приобрели законченную форму программно-технических устройств – это компьютер на микропроцессорной основе, отличающийся простотой программирования и технического обслуживания и приспособленный к эксплуатации в различных (в том числе и неблагоприятных) промышленных условиях (вибрация, нагрев, запыленность и т.д.).

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

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

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

Пусть P_t – текущее значение давления, тогда $q_t = q \frac{P_t}{P_c}$.

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

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

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

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

Обобщённая структура замкнутой системы автоматического управления представлена на рис. 3, где ОА – операционный автомат, являющийся объектом управления, АР – аналоговый регулятор, реализующий алгоритм управления, ИМ – исполнительный механизм, воздействующий на ОА. Регулируемая аналоговая величина f_a поступает на АР, характеризуя состояние ОА, здесь происходит сравнение с некоторым значением x_a . В соответствии с результатом сравнения АР вырабатывает сигнал y_a , управляющий ИМ таким образом, чтобы регулируемая величина f_a была равна заданной x_a .

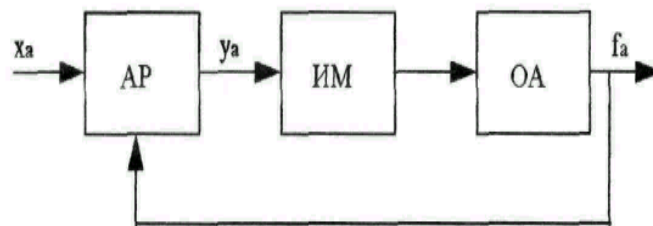


Рис. 3. Обобщённая структура замкнутой системы автоматического управления

Большими возможностями обладают цифровые регуляторы (ЦР), позволяющие реализовать закон управления в цифровой форме с помощью цифровых вычислительных средств. В этом случае в систему вводятся аналого-цифровой (АЦП) и цифро-аналоговый (ЦАП) преобразователи (рис. 4). В цепь обратной связи включён цифровой датчик ЦД, выполняющий функции АЦП для регулируемой величины. На рис. 4 индексы "а" и "ц" означают, что величина является аналоговой или цифровой соответственно.

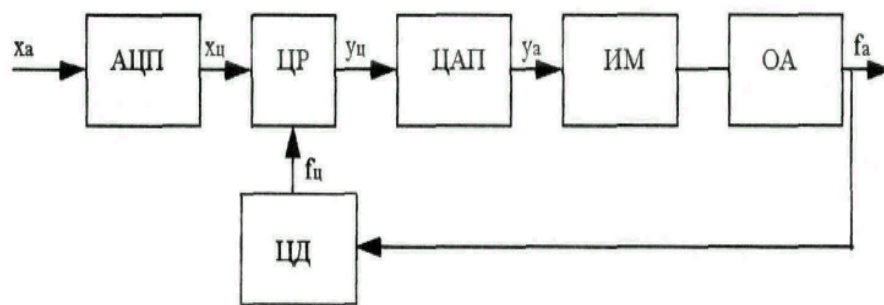


Рис. 4. Структура цифровой системы автоматического управления

Упрощённая типовая схема цифровой системы управления приведена на рис. 5. На вход управляющего автомата (УА) поступают осведомительные сигналы (логические условия) $x_l \in X = \{x_1, \dots, x_L\}$, индицирующие состояния ОА. Логические условия x формируются специальными цифровыми датчиками ЦД1, ..., ЦДL. Управляющий автомат на основе анализа сигналов $x_1, \dots, x_L$ и закона управления, определяемого функцией

F, формирует управляющие сигналы (микрооперации) $y_n \in Y = \{y_1, \dots, y_N\}$, преобразуемые дискретными исполнительными механизмами ДИМ₁, ..., ДИМ_N в сигналы управления ОА.

Возможны две принципиально различные структурные реализации УА:

аппаратная и программная. В первом случае алгоритм управления задаётся электрическими связями между функциональными элементами устройства, во втором – с помощью программы, хранимой в памяти системы.

Аппаратная реализация алгоритма управления возможна двумя путями – в виде автомата с "жёсткой" логикой (АНЛ – automaton with hardwired logic) или в виде автомата с "программируемой" логикой (АПЛ – automaton with programmable logic).

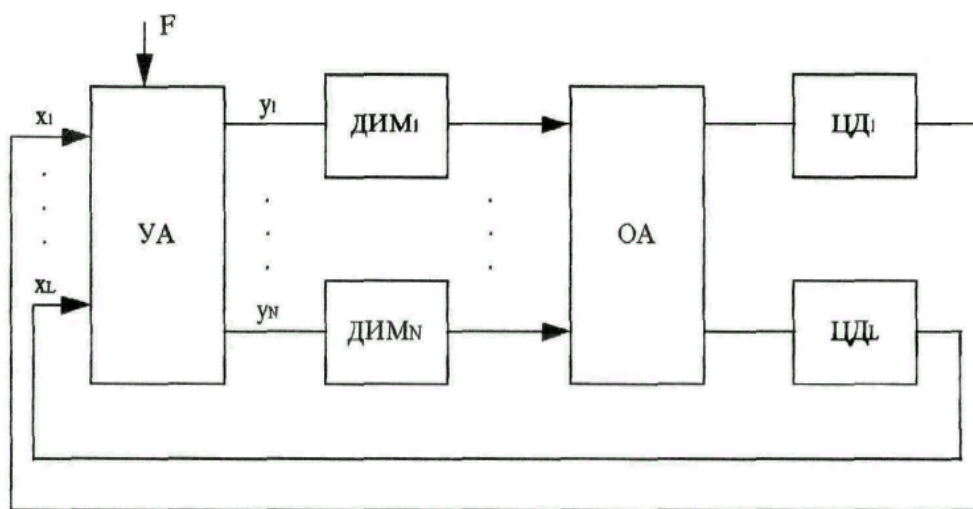


Рис. 5. Типовая структура цифровой системы программного управления

Для задания алгоритма управления используется большое количество различных языков - логические схемы алгоритма, матрицы переходов, система секвенций, граф-схемы алгоритма. Язык граф-схем алгоритма (ГСА) получил наиболее широкое применение в практике инженерного проектирования. Граф-схемы представляют собой совокупность начальной, конечной, условных и операторных вершин, подчиняющуюся правилам детерминированности, конечности и результативности.

В настоящее время для реализации различных схем АПЛ широко используются программируемые БИС с матричной структурой.

Анализ методов организации АПЛ и элементного базиса позволяет сделать следующие выводы:

а) минимизация числа микросхем возможна за счёт уменьшения разрядности микрокоманды;

б) увеличение быстродействия возможно за счёт однократного выполнения переходов и устранения микрокоманд безусловного перехода, при этом возможна оптимизация числа микросхем в схеме автомата.

Вывод. Таким образом, установлено, что для обеспечения качественной реализации гидравлической обработки угольных пластов необходимо применение специализированного устройства для контроля параметров и управления процессом. Применение автоматизированного контроля и управления при увлажнении угольных пластов позволяет повысить качество насыщения обрабатываемой зоны пласта, уменьшить численность персонала, занятого на выполнении работ, и сократить время, отводимое на предварительное нагнетание.

Библиографический список

1. ДНАОП 1.1.30-1.XX-04. Безопасное ведение горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям (1-я редакция). – К.: Минтопэнерго Украины, 2004. – 268с.
2. Москаленко Э.М. Рекомендации по автоматизации проектирования гидродинамического воздействия на угольный пласт: Учеб. пособие/ Москаленко Э.М. Павлыш В.Н., Штерн Ю.М. – М., 1981. – 61с.
3. Павлыш В.Н. Оценка эффективности технологических схем гидродинамического воздействия на угольный пласт //Матер. междунар. конф. «VIII международный симпозиум Геотехника'98». – Польша, Гливице – Устронь, 1998. – Часть II. – с.109-118.

Надійшла до редколегії 11.02.2009

© Павлыш В.Н., Сережников С.С., 2009

УДК 622.258+831

ЛЕВИТ В.В. (ГХК «Спецшахтобурение», г.Донецк), БОРЩЕВСКИЙ С.В.,
СУРЖКО И.А. (ДонНТУ)

ГЕОЛОГО–ГЕОМЕХАНИЧЕСКИЕ ПОДХОДЫ К СООРУЖЕНИЮ ГЛУБОКИХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ УГОЛЬНЫХ ШАХТ ДОНБАССА

Разработан литолого-геомеханический тренд условий крепления вертикальных стволов угольных шахт, который взаимоувязывает и объединяет в систему литолого-геомеханические и горнотехнические факторы.

The authors have developed a lithologic-geomechanical trend of conditions of fastening vertical mine shafts which unites lithologic-geomechanical and mining factors into a system.

Отсутствие теоретических подходов определения показателей неоднородности многослоистых углепородных толщ для создания типизации условий проходки и крепления шахтных стволов обусловило обработку и статанализ больших массивов данных о взаимосвязи структурных и прочностных показателей пород в увязке с их устойчивостью в обнажениях. При этом обоснование коэффициентов структурной и прочностной неоднородности массива пород, усовершенствование зависимости оценки длительной приведенной прочности многослойной толщи, установление показателей вывалообразования в стволах угольных шахт с учетом мощности пластов и прочности пород, вероятностная оценка горного давления на крепь стволов являются актуальными задачами стоящими перед шахтостроителями.

Нельзя не отметить, что на протяжении многих лет стволы, проходимые трестом, служили полигоном для испытания новых идей ведущих горных инженеров и ученых страны и головных научно-исследовательских институтов, среди которых ЦНИИПодземмаш, ВНИМИ, НИИОМШС, УкрНИМИ, НИГМ им. М.М.Федорова, ИГТМ НАН Украины, МГГУ, ТулГУ, НГУ, ДонНТУ и др.

Направленность исследований наших практиков и ученых всегда была обусловлена, в первую очередь, тем, что вертикальные стволы отнесены к первому классу горных выработок по важности [1], поэтому эксплуатационная надежность должна быть высокой, а принимаемые конструктивно-технологические решения по сооружению должны обеспечить их быстрый ввод и безремонтную эксплуатацию.

Научная предпосылка здесь состоит в том, что согласно современным воззрениям вертикальный ствол - это локальная геотехническая система (ГТС), строительство которого вызывает возмущения в геосреде, что, в свою очередь, оказывает влияние на

инженерные конструкции, находящиеся в недрах Земли. Такая геотехническая система состоит из природной и технологической компонент, а характер и интенсивность их взаимодействия определяется величиной и направленностью технологических воздействий.

Определяя геотехническую систему (ГТС) [2] как "взаимодействующие между собой часть земной коры (литосферы) и расположенные в ее недрах (или на поверхности) промышленные и иные комплексы, обеспечивающие решение задач жизнеобеспечения общества", правомерно в качестве факторов ее оценки принять: геолого-геомеханический, горно-технологический и энергетический. На рис.1 блок – схема, которая с одной стороны раскрывает связи системообразующих компонент ГТС, а с другой стороны - определяет принципы управления этой системой.

Именно глубокое изучение взаимосвязи указанных факторов позволило создать специалистами треста и учеными университета новые интенсифицирующие, эколого-ориентированные технологии сооружения стволов, открывающие перспективы в шахтном строительстве, в основе которых лежат следующие постулаты [3]:

1. Деформативность монолитной крепи, т.е. способность ее приспособляться к возможному неравномерному давлению, определяется ее "жесткостью" - произведением EI , где E - модуль упругости бетона, а I - момент инерции сечения крепи, зависящий в третьей степени от её толщины. Таким образом, наиболее оптимальны для крепления низкомодульные, прочные бетоны, способные обеспечить уменьшение расчетной толщины крепи.

2. С позиции геомеханики вертикальный ствол находится в условиях отличных от горизонтальных и наклонных выработок:

- ствол проходится вкрест простирания пород (инструментальными наблюдениями доказано, что такие выработки намного устойчивее выработок, пересекающих массив по простиранию).

- состояние породного массива, ослабленного стволом, зависит от напряжений, которые действуют в горизонтальной плоскости. А эти напряжения составляют только часть от веса вышележащей толщи, т.е. нагрузка от толщи пород корректируется коэффициентом бокового распора пород. Следовательно, разрушающие напряжения в массиве, вмещающем вертикальную выработку, будут меньшими, чем в случае горизонтальной или наклонной.

- осесимметричное распределение напряжений в породах, ослабленных круглой выработкой, обуславливает равномерное смещение контура и всестороннее обжатие крепи, т. е. ее более высокую несущую способность.

- сползающий породный вывал, который может возникнуть в местах локального ослабления массива - оказывает меньшее влияние на крепь ствола, чем, например, вывал в своде горизонтальной выработки.

Следовательно, геомеханическая обстановка при строительстве стволов благоприятнее, чем при сооружении горизонтальных выработок. Поэтому монолитная бетонная или набрызгбетонная жёсткие крепи, на протяженных участках, как правило, не разрушаются и достаточно надёжно поддерживают ствол, а наблюдаемые деформации крепи чаще всего инициированы подработкой охранных целиков, коррозией бетона под влиянием внешних агрессивных агентов, нарушениями технологии работ. Эти основополагающие выводы были положены в основу унифицированных типов крепей, а также использованы в СНиП «Подземные горные выработки» и послужили руководством для проектировщиков и строителей на долгие годы. Для условий больших глубин причины снижения эксплуатационных качеств стволов, рассмотрены ниже.

С увеличением глубины изменились условия сооружения стволов. Научная мысль о геомеханических процессах опирается на предпосылку, что на больших глуби-

нах породы приобретают высокие реологические и пластические свойства [4], поэтому усиливается асимметрия нагрузок на ствол, а коэффициент неравномерности достигает больших значений [5, 6]. В таких условиях важное значение приобретает выбор податливых, надежно контактирующих с приконтурным массивом пород крепей эффективно управляющих горным давлением в стволах. Базой для этого является знания об особенностях разрушения как отдельных слоев прочных и слабых пород, так и их ассоциаций, а именно: трещинообразовании, дезинтеграции, тиксотропных явлениях и др. Именно эти показатели являются основой для выбора современных способов технологии крепления шахтных стволов.

Развитие этих идей в научном и практическом позволило научно обосновать и классифицировать условия поддержания стволов, введя такое понятие, как литолого-геомеханический тренд (ЛГТ).

Особенностями в новой классификации условий является увеличение количества учитываемых показателей, использование метода пересчета геологических характеристик пород в комплексную характеристику массива, группирование условий по бальной оценке с определением граничных величин для категорий. Исследование и оценка условий в завершающей стадии предполагают расчет потенциального показателя устойчивости $K_{ЛГТ}$ по аналитическому выражению:

$$K_{ЛГТ} = \frac{\left(\frac{K_{nn}}{K_{cn}} \right) \cdot R_t (1 - \rho_v) \cdot K_{lom}}{\gamma H \cdot g_t \cdot K_{pd}}, \quad (1)$$

где K_{nn} и K_{cn} - коэффициенты прочностной и структурной неоднородности массива пород; R_t - приведенная длительная прочность массива пород, МПа, зависящая от реологического показателя χ/β ; ρ_v - вероятность вывалообразования в стволе; K_{lom} - величина, обратная отходу забоя ствола, m^{-1} ; γH - уровень напряженности пород, МПа; g_t - частота трещин, m^{-1} ; K_{pd} - коэффициент разгрузки массива вблизи ствола.

Разработанный ЛГТ (табл. 1) позволяет осуществить вероятностную оценку типов условий поддержания вертикальных стволов, существенно повысив надежность их оценки в предельном случае функционирования системы «крепь ствола - неоднородный породный массив» в зависимости от особенностей проявления горного давления, технологических факторов. Систематизация геолого-геомеханических условий проходки и крепления стволов угольных шахт Донбасса осуществлена с таких позиций впервые. ЛГТ может быть использован как при планировании шахтных исследований, так и разработке комбинированных способов крепления стволов шахт.

Таблица 1. Литолого-геомеханический тренд условий сооружения шахтных стволов Донбасса

Категория и степень устойчивости пород	Показатели неоднородности массива		$\left(\frac{\chi}{\beta} \right)_{cp}$	ρ_v	G_t, m^{-1}	$K_{ЛГТ}$
	K_{cn}^{cp}	K_{nn}^{cp}				
I, весьма устойчивые, прочные монолитные	0,20	0,20	до 0,16	0,11-0,47	1	>5,0
II, устойчивые, прочные, квазимонолитные	0,20	0,20	0,16-1,25	0,29-0,56	1-5	0,50-5,00
III, средней устойчивости и прочности, контактнослоистые	0,60	0,40	0,25-0,40	0,29-0,56	5-10	0,05-0,50
IV, неустойчивые, малопрочные явно слоистые	1,0	0,50	0,40-0,63	0,81-0,92	10-20	0,01-0,05
V, весьма неустойчивые, слабые с легко деформируемыми слоевыми отдельностями	1,0	0,50	0,63-1,00	0,81-0,92	>20	<0,01

Рассматривая данную классификацию с точки зрения различных характеристик системы «крепь-породный массив» нельзя не остановиться на важнейшем показателе вероятности вывалообразования в стволах, в увязке его с состоянием вмещающих пород и технологией проходки (темпами, величиной отхода, показателями БВР и т.п.). Установленная зависимость вероятности вывалообразования (ρ_e) от глубины забоя (H) и крепости вмещающих пород (f) имеет вид:

$$\rho_e = 88 - 0,073 \cdot H. \quad (2)$$

Графическое представление указанной зависимости представлено на рис.2. Выделенные корреляционные облака указывают на следующие тенденции: с глубиной работ и увеличением прочности пород отмечаются три зоны интенсивности вывалов с различной вероятностью их образования: первая – крепость пород до $f \leq 6$ (0,81-0,92), вторая – $f = 6-12$ (0,29-0,56), третья – $f \geq 12$ (0,11-0,47).

Использование этих результатов весьма важно для оценки устойчивости стволов и принятия решений ее повышения, так как затраты на крепление составляют 70-80% стоимости работ по сооружению всего ствола. Эти показатели повышаются при больших глубинах.

С переходом горных работ на глубины >1000 м, проектная несущая способность крепи повышается в 2 раза, затраты материалов возрастают в 1,5-2,0 раза, трудоемкость – до 2,5 раз, а производительность труда уменьшается в 1,3-1,8 раза [7]. Установлено, что основными причинами деформирования крепи являются сложные непредсказуемые горно-геологические условия (32,1%), несоответствие технологии крепления (33,6%), неучет особенностей неоднородности породного массива, возрастающей с глубиной асимметрии нагрузок на ствол.

Оценивая результаты геомеханических исследований и неприведенных в статье, но осуществленных геофизических экспериментов [8], можно сделать ряд выводов, положенных в основу дальнейших перспективных разработок:

1. Вокруг ствола формируется две зоны нарушенных пород на расстоянии: I – 0,4-0,8м; II – 1,2-1,6м;

2. Максимальные значения коэффициентов асимметрии нагрузок на крепи стволов достигают 1,4, а их возрастание наблюдается при слабых породах;

3. Асимметрия нагрузок на ствол является одним из определяющих факторов его деформирования, поэтому снижение ее является базовым принципом повышения устойчивости ствола;

4. Уменьшение асимметрии нагружения может быть достигнуто за счет применения воздействий на обнаженный массив при проходке ствола и на крепь после ее возведения;

5. Несмотря на имеющий место дрейф зон нагружения ствола на протяженных его участках, наиболее вероятная ориентация зоны с повышенным уровнем напряжений в крепи, вне зависимости от ее вида и горно-геологических условий, имеет направление в сторону восстания (восстание-падение) пород.

Полученные результаты позволили улучшить понимание физико-механической сущности процессов в системе «крепь – породный массив», а их количественные показатели широко используются при геомеханическом обосновании способов сооружения стволов а разработанный ЛГТ позволяет осуществить вероятностную оценку типов условий поддержания вертикальных стволов угольных шахт, существенно повысив надежность их оценки в начальной стадии и в предельном случае функционирования системы «крепь ствола – неоднородный породный массив» в зависимости от особенностей проявления горного давления, технологических факторов. Таким образом, впервые с

таких позицій здійснюється систематизація і обобщення інформації про геолого-геомеханічних умовах проходки і кріплення стволів вугільних шахт Донбасу, на базі яких розроблено ЛГТ їх діагностики, відкриваючий можливості оцінки напрямлений диференційованого вибору конструктивно-технологічних рішень по підтриманню вертикальних стволів. ЛГТ використано як при плануванні шахтних досліджень, так і розробці комбінованих способів кріплення стволів шахт.

Бібліографічний список

1. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи / ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. – М.: Стройиздат. – 1983. – 272с.
2. Толстухин О.Н. Земля в руках людей. – М.: Недра, 1981. – 160с.
3. Заславский Ю.З. Исследования проявления горного давления в капитальных выработках угольных шахт Донецкого бассейна. – М.: Недра, 1966. – 180с.
4. Усаченко Б.М. Свойства пород и устойчивость горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1979. – 135с.
5. Репко А.А. Особенности деформаций крепи вертикальных стволов // Шахтное строительство. – 1987. - №1. – с. 15-16.
6. Козел А.М. Исследование и управление горным давлением в вертикальных шахтных стволах / Исследование, прогноз и контроль проявления горного давления. – Л.: ЛГИ; 1982. – с.116-117.
7. Косков И.Г., Морозов В.Ф. Проблемы шахтного строительства // Бизнес Информ. – 1995. - №17-18. – с.22-24.
8. Руководство по геофизической диагностике состояния системы «крепь – породный массив» вертикальных стволов (Дополнение к «Пособию по восстановлению крепи и армировки вертикальных стволов.» РД 12.18.073-88) / А.Ф. Булат, Б.М. Усаченко, А.А. Яланский, В.И. Сергиенко, Т.А. Паламарчук, С.И. Скипочка, В.Б. Усаченко, Алекс.А. Яланский, Е.А. Слащева, И.Г. Косков, А.В. Будник, В.В. Левит. – Днепропетровск: ИГТМ НАНУ, НИИОМШС, ГОАО «Трест Донецкшахтопроходка», НТЦ «Подземиндустрия» АГН Украины, 1998. – 42с.

Надійшла до редколегії 30.01.2009

© Левит В.В., Борщевский С.В., Суржко И.А., 2009

УДК 517.958:532; 512.62

ЕХИЛЕВСКИЙ С.Г., ГОЛУБЕВА О.В., ПЯТКИН Д.В. (Беларусь), ПОТАПОВ В.Г., ДРОБЫШИНЕЦ А.Н., МИХАЙЛОВ А.Н. (ДонНТУ)

СВЯЗЬ ПЛОТНОСТИ ВЕРОЯТНОСТИ С НАЧАЛЬНЫМИ МОМЕНТАМИ СЛУЧАЙНОЙ ВЕЛИЧИНЫ

Плотность вероятности элементарного акта сорбции выражена через начальные моменты распределения случайной величины. В качестве последней фигурирует глубина проникновения примеси в слой сорбента. Показано, что моменты распределения представляют собой семейство рекуррентных временных полиномов. Соотношение между полиномами сведено к соотношению между их коэффициентами. Записано точное решение последнего через числа сочетаний.

Probability density of elementary sorption act is expressed through initial moments of random quantity distribution. This quantity is the depth of admixture intrusion into a sorbent stratum. The authors have shown that distribution moments are a family of recurrent time polynomials. The relation between polynomials is confined to the relation between their coefficients. Its exact solution is recorded.

Считается, что знание всех моментов случайной величины эквивалентно знанию ее функции распределения [1]. Однако в общем виде такая задача не решена, т.к. нет формулы, выражающей например плотность вероятности случайной величины через

совокупность ее начальных моментов, подобно тому, как Ряд Тейлора связывает функцию с ее производными в некоторой точке. В связи с этим представляется актуальным получение и исследование таких выражений в рамках конкретных моделей, приводящих к той или иной функции распределения. Рассмотрим в частности плотность вероятности координаты элементарного акта сорбции.

Обычно динамика сорбции теоретически исследуется методами математической физики. При этом решают систему дифференциальных уравнений в частных производных, описывающих кинетику сорбции и баланс поглощаемой примеси. Для линейных изотерм и стандартных краевых условий такая система (см. [2]) сводится к уравнению

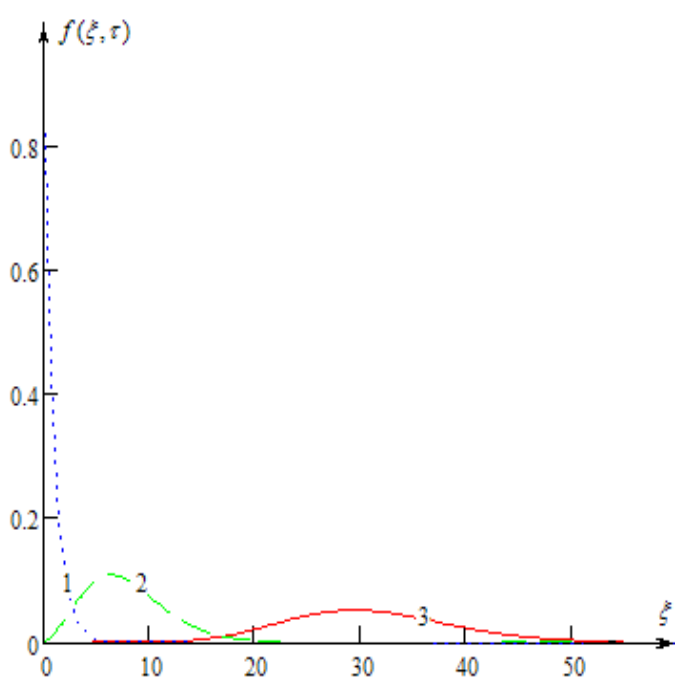


Рис.1 Эволюция дифференциальной функции распределения координаты элементарного акта сорбции

ном месте. И как указывалось в [3,4], возможен теоретико-вероятностный подход к описанию динамики этого явления. В частности приведенную концентрацию $\omega(\xi, \tau)$ можно интерпретировать как статистическую вероятность проникновения частиц примеси в поглощающий слой на глубину ξ . Соответственно $1 - \omega(\xi, \tau)$ есть вероятность поглощения этих частиц таким слоем сорбента, а

$$f(\xi, \tau) = \frac{\partial(1 - \omega(\xi, \tau))}{\partial \xi} = e^{-\xi - \tau} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\xi^{n-1}}{n!} (n - \xi) \sum_{k=0}^{n-1} \frac{\tau^k}{k!} \quad (3)$$

– плотность вероятности элементарного акта сорбции в данном месте или дифференциальная функция распределения. Ее эволюция построенная с помощью (3) представлена на рис.1. Видно как экспоненциальное распределение со временем трансформируется в нормальное по мере удаления фронта сорбции от входа в фильтр. Такое поведение $f(\xi, \tau)$ находится в полном соответствии с законом больших чисел, согласно которому с необходимостью реализуются распределения с максимальной энтропией. На полубесконечном интервале этим свойством обладает экспоненциальный закон, на бесконечном – нормальный [5]. Его параметры (математическое ожидание и дисперсия ξ) являются функциями времени подлежащими определению.

$$-\omega'_{\xi} = e^{-\tau} \left(e^{-\xi} + \int_0^{\tau} e^{\tau} d\tau \omega \right), \quad (1)$$

в котором ω – приведенная концентрация сорбтива; ξ и τ – соответственно обезразмеренные координата и время [2].

Уравнение (1) имеет единственное решение

$$\omega(\xi, \tau) = e^{-\xi} \left(1 + \sum_{n=1}^{\infty} \frac{\xi^n}{n!} \left(1 - e^{-\tau} \sum_{k=0}^{n-1} \frac{\tau^k}{k!} \right) \right) \quad (2)$$

согласно которому эволюция концентрации примеси строго детерминирована.

Вместе с тем, совершенно очевидно, что элементарный акт сорбции – существенно случайное событие, которое может произойти или не произойти в данном месте.

Оригинальность предлагаемого подхода не вызывает сомнений. Экстремальность энтропии наиболее распространенных в статистике распределений известна в теории информации. Однако глубинная связь наиболее общих следствий конкретных моделей сорбции с основными теоремами теории вероятностей остается не прослеженной. В частности, весьма распространенное утверждение о том, что знание всех моментов распределения $\nu_n(\tau)$ случайной величины ξ эквивалентно знанию ее плотности вероятности не имеет конкретной реализации в виде формулы, выражающей $f(\xi, \tau)$ через $\nu_n(\tau)$.

С целью ее получения воспользуемся найденным в [4] представлением для $\omega(\xi, \tau)$

$$\omega(\xi, \tau) = e^{-\tau} \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\xi^n}{n!} Q_n(\tau), \quad (4)$$

где $Q_n(\tau)$ - некоторые функции, которые можно определить, подставив (4) в (1). В частности

$$Q_0(\tau) = e^{\tau}, \quad (5)$$

т. к. согласно (3) и (4)

$$\omega(0, \tau) = 1 = e^{-\tau} Q_0(\tau). \quad (6)$$

Выполнив частное дифференцирование $\omega(\xi, \tau)$ и приравняв выражения при одинаковых степенях ξ в левой и правой частях (1), получим рекуррентное соотношение

$$Q_{n+1}(\tau) = -Q_n(\tau) + \int_0^{\tau} Q_n(\tau) d\tau. \quad (7)$$

Вместе с (5) оно позволяет последовательно определить все $Q_n(\tau)$ до какого угодно номера. В [4] это сделано в общем виде

$$Q_n(\tau) = \sum_{k=0}^{n-1} Q_{nk} \tau^k, \quad (n=1, 2, 3, \dots) \quad (8)$$

где

$$Q_{nk} = \frac{1}{k!} \sum_{l=0}^k C_n^l (-1)^{n-l} \quad (k=0, 1, 2, \dots, n-1). \quad (9)$$

- числовые коэффициенты фигурирующих в (4), (7), (8), рекуррентных полиномов, а C_n^i - числа сочетаний из n объектов по i .

С другой стороны, опираясь на (1) в [6] удалось получить рекуррентное соотношение

$$\nu_n(\tau) = n \cdot \left[\nu_{n-1}(\tau) + \int_0^{\tau} \nu_{n-1}(\tau) d\tau \right] \quad (10)$$

между начальными моментами

$$\nu_n(\tau) = \int_0^{\infty} \xi^n f(\xi, \tau) d\xi \quad (11)$$

координаты ξ элементарного акта сорбции, распределенной с плотностью вероятности (3).

Соотношения (7), (10) имеют сходную структуру, что позволяет установить связь рекуррентных полиномов с начальными моментами

$$Q_{n+1}(\tau) = \frac{1}{n!} \nu_n(-\tau)(-1)^{n+1}. \quad (12)$$

В ее справедливости можно убедиться непосредственно, подставив (12) в (7) и получив (10) с помощью тождественных преобразований.

Подставив (4) в (3) получим

$$f(\xi, \tau) = -e^{-\tau} \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\xi^n}{n!} Q_{n+1}(\tau). \quad (13)$$

Формулы (12), (13) иллюстрируют утверждение о том, что дифференциальная функция распределения случайной величины определяется своими начальными моментами:

$$f(\xi, \tau) = -e^{-\tau} \sum_{n=0}^{\infty} \frac{(-\xi)^n}{n!} \frac{\nu_n(-\tau)}{n!}. \quad (14)$$

В частности при $\tau = 0$ из (10) следует

$$\nu_n(0) = n!, \quad (15)$$

что после подстановки в (14) дает

$$f(\xi, 0) = e^{-\xi}, \quad (16)$$

как и должно быть¹.

Однако при больших временах в (14) возникают проблемы со сходимостью. Причина в том, что формула (4) никак не учитывает асимптотику сорбционной активности при больших временах. Т.е. возникает ситуация аналогичная той, при которой сходимость стандартных разложений зависит от вида функции разлагаемой в ряд Тейлора или Фурье.

Чтобы правильно учесть специфику задачи привлечем дополнительные (не основанные на уравнениях математической физики) соображения для получения асимптотики $f(\xi, \tau)$ при больших временах и ее выделения из (14) с целью улучшения сходимости.

Имея в виду, что с учетом (8), (9), (12) начальные моменты нам известны:

$$\nu_n(\tau) = n! \sum_{k=0}^n (-1)^k \tau^k \frac{1}{k!} \sum_{l=0}^k C_{n+1}^l (-1)^l \quad (17)$$

сосчитаем математическое ожидание, среднеквадратическое отклонение, асимметрию и эксцесс ξ

$$m(\tau) = \nu_1(\tau), \quad \sigma(\tau) = \sqrt{\mu_2(\tau)}, \quad A(\tau) = \frac{\mu_3(\tau)}{\sigma^3(\tau)}, \quad E(\tau) = \frac{\mu_4(\tau)}{\sigma^4(\tau)} - 3, \quad (18)$$

где

$$\mu_n(\tau) = \int_0^{\infty} (\xi - \nu_1(\tau))^n f(\xi, \tau) d\xi \quad (19)$$

- центральный момент n -го порядка. Выполнив под знаком интеграла в (19) биномиальное разложение, получим после интегрирования по ξ

¹ Справедливость последнего результата непосредственно подтверждается формулами (1), (3).

$$\mu_n(\tau) = \sum_{i=0}^n (-1)^i C_n^{n-i} \cdot \nu_{n-i}(\tau) \cdot \nu_1(\tau)^i. \quad (20)$$

Подставив в (20) найденные с помощью (17)

$$\nu_1(\tau) = 1 + \tau, \quad \nu_2(\tau) = 2 + 4\tau + \tau^2, \quad \nu_3(\tau) = 6 + 18\tau + 9\tau^2 + \tau^3, \quad \nu_4(\tau) = 24 + 96\tau + 72\tau^2 + 16\tau^3 + \tau^4, \quad (21)$$

получим искомые центральные моменты

$$\mu_2(\tau) = 1 + 2\tau, \quad \mu_3(\tau) = 2 + 6\tau, \quad \mu_4(\tau) = 9 + 36\tau + 12\tau^2. \quad (22)$$

Подставив (22), (18), найдем

$$A(\tau) = \frac{6\tau + 2}{(2\tau + 1)^{3/2}} \xrightarrow{\tau \rightarrow \infty} \frac{3}{\sqrt{2\tau}}, \quad (23)$$

$$E(\tau) = \frac{24\tau + 6}{(2\tau + 1)^2} \xrightarrow{\tau \rightarrow \infty} \frac{6}{\tau}. \quad (24)$$

Видно, что асимметрия и эксцесс являются бесконечно малыми при $\tau \rightarrow \infty$. Это значит, что при больших временах $f(\xi, \tau)$, как уже упоминалось, трансформируется в нормальное распределение (рис 2)

$$f(\xi, \tau) = f_N(\xi, \tau) \cdot (1 + \varphi(\xi, \tau)), \quad (25)$$

где

$$f_N(\xi, \tau) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}\sigma(\tau)} e^{-\frac{(\xi - m(\tau))^2}{2\sigma(\tau)^2}}, \quad (26)$$

а $f_N(\xi, \tau)\varphi(\xi, \tau)$ - погрешность (рис.3), возникающая при замене $f(\xi, \tau)$ нормальным законом (26). Фигурирующие в нем параметры уже определены (см. (18), а также первые формулы в (21), (22))

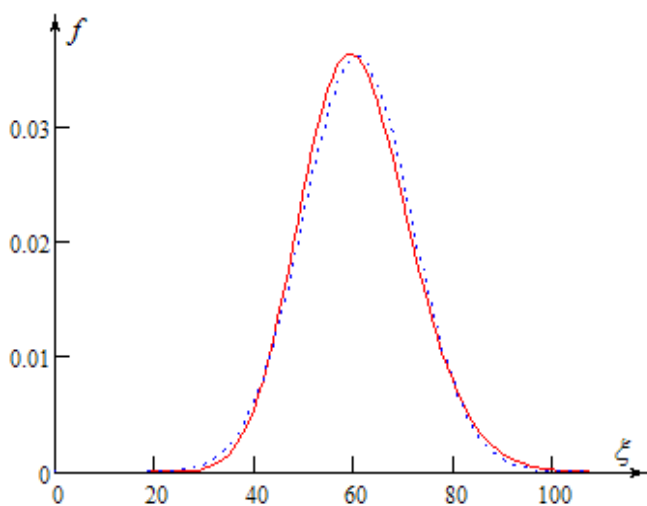
$$m(\tau) = 1 + \tau, \quad (27)$$

$$\sigma(\tau) = \sqrt{2\tau + 1}. \quad (28)$$

Рис.2. Асимптотика дифференциальной функции распределения координаты элементарного акта сорбции

исследование, осталось выразить $\varphi(\xi, \tau)$ (или хотя бы ее главную часть) через асимметрию, эксцесс и другие числовые характеристики, связанные с центральными моментами высших порядков.

Таким образом, знание асимптотики $f(\xi, \tau)$ при больших временах, многократно улучшает сходимость фигурирующих в (2), (3) двойных рядов. В результате скорость численных экспериментов, как и сами их возможности, выводятся на качественно иной уровень.



Для того чтобы завершить

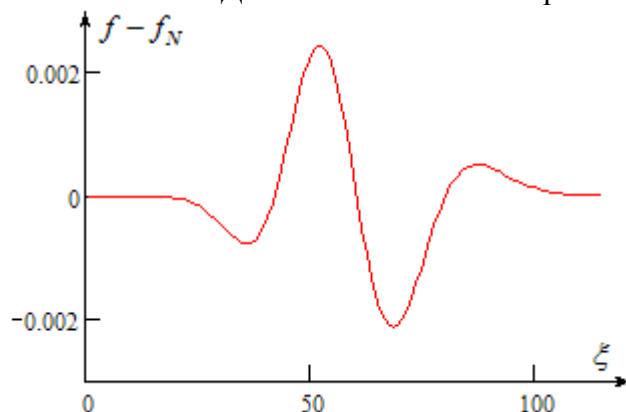


Рис. 3. Отклонение $f(\xi, \tau)$, от нормального закона $f_N(\xi, \tau)$ при $\tau = 60$

Библиографический список

1. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. – М.:Наука, 1969. – 576с.
2. Ехилевский С.Г. О формировании квазистационарного профиля концентрации CO₂ при фильтрации выдыхаемого воздуха через кислородсодержащий продукт регенеративного патрона/ Ехилевский С.Г., Ткачев С.М. // Вестн. Полоц. гос.ун-та. Сер. В, Промышленность. Прикладные науки. – 2008.- №8.- С.115-120.
3. Ехилевский С.Г. Регенерация нестационарных потоков воздуха //Изв. Донецкого горного института. - 1998. - №2. - С. 53-58.
4. Ехилевский С.Г. Рекуррентные полиномы в моделировании динамической сорбционной активности./Ехилевский С.Г., Альховко В.В. // Вестн. Полоц. гос.ун-та. Сер. С, Фундаментальные науки. – 2005.-№4.- С.110-116.
5. Гнеденко Б.В. Курс теории вероятностей. – М.: Наука, 1969. – 400с.
6. Ехилевский С.Г. Моделирование динамической сорбционной активности надпероксидов щелочных металлов/ Ехилевский С.Г., Голубева О.В. // Вестн. Полоц. гос.ун-та. Сер. F, Строительство. Прикладные науки. – 2008.-№6.- С.119-128.

© Ехилевский С.Г., Голубева О.В., Пяткин Д.В., Потапов В.Г., Малеева А.Н., Михайлов А.Н., 2009

Надійшла до редколегії 12.02.2009

УДК 622.35

ШЕВЦОВ Н.Р., КАЛЯКИН С.А., КУПЕНКО И.В., РУБЛЕВА О.И. (ДонНТУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД РАСШИРЯЮЩИМИСЯ НЕВЗРЫВЧАТЫМИ МАТЕРИАЛАМИ

Предложен механизм разрушения твердого тела посредством длительно действующих статических напряжений. Получены аналитические зависимости для расчета параметров технологии разрушения невзрывчатыми расширяющимися составами.

The mechanism of solid matter fracturing by means of long-acting static stresses is presented. The authors have obtained the dependence for calculating the parameters of fracturing technique based on non-explosive expanding mixtures.

В середине XX века в странах Западной Европы (Германия, Франция) и Японии был предложен безопасный способ разрушения бетонных конструкций и горных пород при выполнении строительных и других инженерно-технических работ, посредством применения невзрывчатых расширяющихся веществ (НРВ). Этот способ преимущественно был задействован в условиях выполнения проектов, при которых применение взрывного способа сопровождалось различными проблемами, связанными с безопасностью работ, охраной окружающей среды и получением разрешений на хранение и транспортирование ВВ.

Зарубежные, в основном японские компании, специализирующиеся на производстве цемента, осознав необходимость такого способа разрушения, не загрязняющего окружающую среду, разработали невзрывчатые составы «Calkimite», S-Mite, «Bristar». Несколько позднее в СССР ВНИИстройматериалов разработал подобный состав под названием НРС. Данные составы позволяют получить быстрое и бесшумное разрушение созданием трещин в горной породе или бетонной конструкции в нужном месте через определенное время.

До настоящего времени не обоснованы параметры разрушения горных пород и строительных конструкций невзрывчатыми расширяющимися составами, под действием статически длительно действующих напряжений.

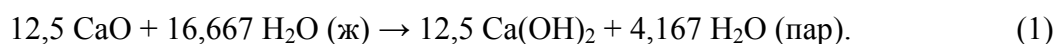
Целью работы является установление закономерностей и зависимостей, которые должны быть использованы для расчета и оптимизации параметров технологии разрушения твердых материалов невзрывчатыми расширяющимися составами.

Для выполнения поставленной цели необходимо решить следующие задачи:

- рассмотреть термохимический процесс формирования саморасширяющейся системы при гидратации оксида кальция;
- исследовать процесс разрушения сплошной среды расширяющимися системами;
- обосновать параметры расчета разрушения твердого тела под действием саморасширяющихся систем.

Практический интерес, связанный с применением невзрывчатых саморасширяющихся материалов для процессов разрушения сплошной среды горных пород и строительных конструкций, основан на использовании реакции гидратации оксида кальция водой. Данная экзотермическая реакция идет с образованием гидрооксида кальция, который при образовании занимает больший объем, чем первоначально смесь воды и оксида кальция.

Все зарубежные и отечественные невзрывчатые составы получают из 70% оксида кальция и 30% воды. В этом случае реакция гидратации оксида кальция на 1 кг смеси имеет следующий вид:



В этом случае энергию, которая выделяется в результате реакции (1), нетрудно определить, согласно закону Гесса, по формуле:

$$Q_{V_2} = \Sigma \Delta H_{обр} (12,5 \cdot 986,5 + 4,167 \cdot 241,825) - \Sigma \Delta H_{обр} (12,5 \cdot 635,6 + 16,667 \cdot 285,1838) = 629,873 \text{ кДж / кг}.$$

Температура гидратации такой смеси воды и оксида кальция (T_p) составляет 20...30⁰С. Тогда абсолютное выделение энергии составит:

$$Q_a = 629,873 - (12,5 \cdot C_v \cdot T_p + 16,667 \cdot 75,296 \cdot T_p) = 629,873 - 554,64 = 75,233 \text{ кДж/кг}.$$

Плотность исходной смеси при гидратации равна:

$$\rho_{HPC} = C_v \rho_{H_2O} + C_{o.k.} \cdot \rho_{CaO} = 0,3 \cdot 1000 + 0,7 \cdot 3370 = 2659 \text{ кг/м}^3,$$

где C_v - доля воды в смеси, равная 0,3; $C_{o.k.}$ - доля оксида кальция в смеси, равная 0,7; ρ_{H_2O} - плотность воды, равная 1000 кг/м³; ρ - плотность CaO оксида кальция, равная 3370 кг/м³.

Полученный гидрооксид кальция имеет плотность $\rho_{z.o} = 2240 \text{ кг/м}^3$.

Таким образом, увеличение объема при гидратации смеси в замкнутом объеме может достигать величины, равной отношению удельных объемов (V) конечного продукта к исходным реагентам:

$$\frac{V_{\kappa}^{ток}}{V_{\pi}^{см}} = \frac{4,4643 \cdot 10^{-4}}{3,7608 \cdot 10^{-4}} \approx 1,19. \quad (2)$$

Увеличение объема смеси приводит к возникновению напряжений на стенках шпура, которые передаются горным породам. В результате чего в породах возникают напряжения, приводящие к их разрушению.

Согласно Г.И. Покровскому [1], можно допустить, что твердые тела и горные породы характеризуются следующим уравнением состояния, то есть связью между удельным объемом V и давлением P :

$$P_1 V_1^\gamma = P_2 V_2^\gamma, \quad (3)$$

где γ – постоянная в процессе расширения (сжатия) твердого тела.

При таких условиях модуль всестороннего сжатия (K) тела равен:

$$K = \frac{dP}{dV} \cdot V = \gamma P_1 \left(\frac{V_1}{V_2} \right)^\gamma. \quad (4)$$

Значения K для многих пород достаточно хорошо известны. Принимая во внимание, что удельный объем равен $V = \frac{1}{\rho}$, то есть является обратной величиной плотности породы, в работе [1] построен график зависимости $\rho = \varphi(K)$ и по виду функции определено значение параметра γ для твердых тел при их сжатии и расширении. Он оказался равным 8 ($\gamma = 8$).

Принимая во внимание результаты, полученные в работе [1] по уравнению (3), можно определить максимальное возможное давление, которое передается, при расширении невзрывчатого вещества, на стенки шпура:

$$P_T = P_1 \left(\frac{V_1}{V_2} \right)^8 = Q_a \cdot \rho_{HPC} \left(\frac{1}{1,19} \right)^\gamma = 75,233 \cdot 2659 \cdot (0,84)^8 \approx 5,0 \cdot 10^7 \text{ Па}. \quad (5)$$

Разрушающее напряжение, возникающее в шпуре, передается горным породам. В первом приближении оно равно давлению, которое развивает при расширении саморасширяющийся материал. Вместе с тем мера внутренних сил в деформируемой породе, вызывающих ее разрушение, характеризуется пределами прочности при сжатии, растяжении и скалывании. Причем, предел прочности пород при скалывании в 6...12 раз меньше прочности при сжатии. В свою очередь предел прочности при растяжении в 1,5...2,0 раза меньше сопротивления на скалывание.

Принимая во внимание вышеизложенное становится ясным то, что давление, возникающее при расширении материала в шпуре, недостаточно для преодоления предела прочности на сжатие горных пород и поэтому в процессе деформирования не возникнут в них трещины. Деформирование материала без возникновения трещин – это один из видов вязкого или пластического течения. Однако действие такой нагрузки рано или поздно переводит материал в предельное состояние, характеризующееся его метастабильностью, и в итоге приведет к потере сплошности и его прочности. Другими словами, под действием упругой деформации в твердом теле происходят разрывы межатомных связей. Кинетику таких разрывов, вызванных или ускоренных упругой деформацией твердого тела, объясняет теория С.Н. Журкова [2]. Согласно этой теории, момент разрушения твердого тела, под действием механических напряжений определяется временем жизни до разрыва деформированных межатомных связей:

$$\tau_p = \tau_o \exp \left[\frac{(U_o - A[\sigma]) \cdot N_u}{kT} \right], \quad (6)$$

где τ_o – частота колебаний атомов в кристаллической решетке твердого тела, $\tau_o = 10\text{--}13\text{с}$; k – постоянная Больцмана, $k = 1,3807 \cdot 10^{-23}$ Дж/К; T – абсолютная температу-

ра, К; U_0 - энергия связи, Дж/моль; A – коэффициент пропорциональности, м³/моль; $[\sigma]$ - энергия деформации, Дж/м³; N_m - количество молей вещества в разрушаемом объеме.

Согласно уравнению (6), очевидно, что, если при действии напряжения $[\sigma]$ на твердое тело время действия нагрузки (t_d) будет больше параметра τ_p , то кристаллическая решетка тела начнет разрушаться вследствие разрыва в ней межатомных связей.

Отличительной особенностью действия саморасширяющихся невзрывчатых составов на твердую среду является то, что время их действия может быть сколько угодно большим. Тогда благодаря длительной экспозиции такой системы на породу разрушающее напряжение может быть меньше предела прочности породы на сжатие, но тем не менее разрушение сплошной среды породы будет происходить, так как ее долговечность не будет соответствовать «времени жизни» деформированных межатомных связей при приложенной к ней нагрузке. Это положение обосновано уравнением (6).

Таким образом, длительное действие саморасширяющихся систем на горные породы и формирование в них предельных зон сжатия приводит через определенное время к разрыву связей в кристаллической решетке твердого тела и потере им сплошности и прочности. В связи с этим при определении параметров разрушающего действия таких систем вполне обоснованным является использование предела прочности на растяжение.

Метод определения необходимых параметров разрушения твердого тела при применении саморасширяющихся невзрывчатых систем должен включать энергетический критерий разрушения. Энергетический подход, применительно к определению параметров взрывных работ, предложен в работе [3]. При использовании саморасширяющихся невзрывчатых систем в том случае, когда выполняется условие $t_d \geq \tau_p$, можно также использовать энергетический подход, учитывающий перераспределение энергии от расширяющейся системы в энергию разрушения пород.

Число шпуров, потребное на разрушение твердого тела НРС ($N_{ш}$), можно определить по аналогии со взрывными работами [4] по следующей формуле:

$$N_{ш} = \frac{1,274 \cdot q_{НРС} \cdot S_n}{\gamma_{ш} \cdot d_{ш}^2 \cdot \rho_{НРС}}, \quad (7)$$

где $q_{НРС}$ – удельный расход НРС, кг/м³; S_n – площадь поверхности блока разрушаемой породы, м²; $d_{ш}$ – диаметр шпура, м; $\gamma_{ш}$ – коэффициент заполнения шпура НРС.

В соответствии с законом энергетического подобия массу НРС в шпуре можно представить как эквивалент энергии, передаваемой при разрушении породам (E_o), а именно:

$$m_{НРС} = \frac{E_o}{Q_a}. \quad (8)$$

При этом разрушение горных пород будет происходить только в том случае, если будет выполняться следующее условие:

$$E_o \geq \frac{[\sigma]_n \cdot \ell_{ш} \cdot S_n}{\eta}, \quad (9)$$

где $[\sigma]_n$ – критическая энергоплотность породы в предельной зоне напряжений, при которой наступает разрыв ее сплошности; η – коэффициент передачи энергии от НРС разрушенным породам.

Произведение удельного расхода НРС на сечение разрушаемых пород дает величину расхода НРС на 1 м разрушения шпура ($q_{ш}$):

$$q_{ш} = q_{НРС} \cdot S_{ш} = \frac{m_{НРС}}{\ell_{ш}}. \quad (10)$$

После подстановки уравнений (8)...(10) в уравнении (7) получим уравнение для расчета числа шпуров на 1 м² разрушенной породы ($N_{у.ш.}$):

$$N_{у.ш.} = \frac{N_{ш}}{S_n} = \frac{1,274 \cdot [\sigma]_к}{Q_a \cdot \eta \cdot \rho_{НРС} \cdot d_{ш}^2}. \quad (11)$$

Если в уравнении (11) площадь разрушаемой породы выразить через радиус действия предельного напряжения на породу от расширяющейся в шпуре системы ($R_{ш}$), то можно получить площадь породы на один шпур при ее разрушении. Тогда общая площадь S_n равна:

$$S_n = \pi R_{ш}^2 \cdot N_{ш}. \quad (12)$$

Подставляем уравнение (12) в уравнение (11) получим:

$$\frac{N_{ш}}{N_{ш} \pi R_{ш}^2} = \frac{1,274 [\sigma]_к}{Q_a \cdot \eta \cdot \rho_{НРС} \cdot d_{ш}^2}, \text{ откуда } R_{ш} = \left(\frac{Q_a \cdot \eta \cdot \rho_{см} \cdot d_{ш}^2}{1,274 [\sigma]_к \cdot \pi} \right)^{0,5}. \quad (13)$$

Расстояние между шпурами можно определить по формуле:

$$a = 2R_{ш} = 2 \left(\frac{Q_a \cdot \eta \cdot \rho_{НРС} \cdot d_{ш}^2}{1,274 [\sigma]_к \cdot \pi} \right)^{0,5} \text{ или } a = 0,9 \left(\frac{Q_a \cdot \eta \cdot \rho_{НРС} \cdot d_{ш}^2}{[\sigma]_к} \right)^{0,5}. \quad (14)$$

Уравнения (11) и (14) позволяют определить параметры разрушения пород невзрывчатыми саморасширяющимися системами.

Опыт применения НРС для разрушения пород показал, что расширяющее усилие в полости шпура развивается сравнительно медленно. По мере его увеличения в породе (бетоне) протекает сложный энергетический процесс разрушения: образования трещин, развития трещин и увеличения ширины (раствора) трещин.

Энергетический критерий разрушения Гриффитса гласит, что рост трещины может иметь место в том случае, если система может выделить энергию, необходимую для образования дополнительной трещины с размером da . Тогда условие роста трещины можно записать в виде:

$$\frac{dQ}{da} \geq \frac{dW}{da}, \quad (15)$$

где dQ – скорость выделения энергии; dW – скорость торможения роста трещин.

Скорость выделения энергии зависит от общей энергии заряда НРС и коэффициента передачи энергии на разрушение сплошности среды. Максимальное значение этого коэффициента можно установить как отношение фактического значения давления, которое передается, при расширении невзрывчатого вещества, на стенки шпура к теоретически возможному, которое развивается в процессе гидратации невзрывчатой смеси, равному, согласно (5), 50 МПа.

Величину искомого фактического усилия было установлено из эксперимента. Для этого обработаны данные опытов по разрушению горных пород шпуровым методом различными невзрывчатыми расширяющимися составами. Графики изменения

расширяющего усилия НРС в шпурах от времени (T) при различной температуре окружающей среды (t_0) показаны на рис. 1 и рис. 2.

Как видно из приведенных графиков все зависимости имеют характерный максимум. Корреляционный анализ экспериментальных данных позволил установить следующую зависимость:

$$P_{p.\max} = A[B - \exp(C \cdot T)], \text{ МПа}, \quad (16)$$

в которой $A = 7,53$; $B = 4,84$; $C = -0,21$ (коэффициент корреляции равен 0,95). Вид графика зависимости показан на рис. 3.

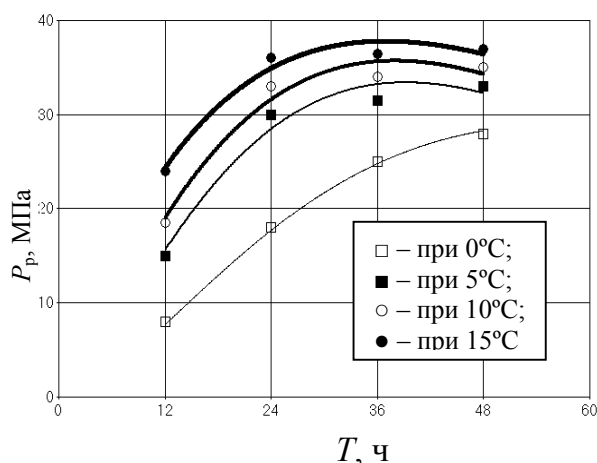


Рис. 1 Изменение давления во времени (состав В-200)

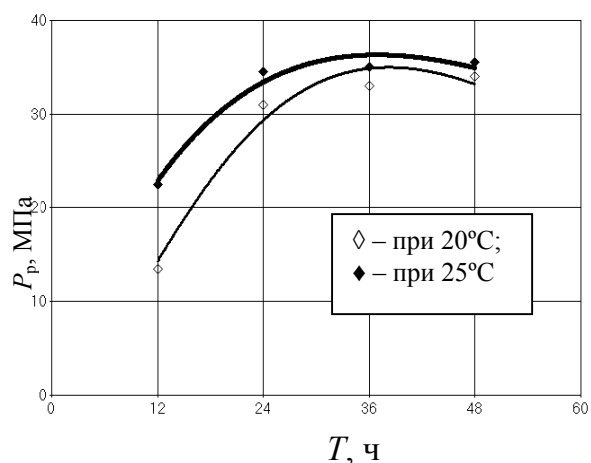


Рис. 2. Изменение давления во времени (состав В-100)

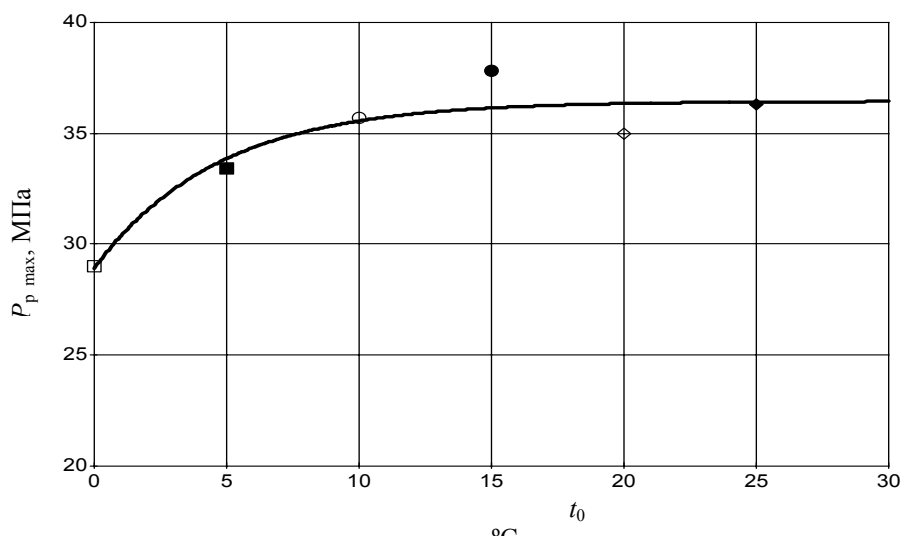


Рис. 3. Зависимость максимального давления на стенки шпура от температуры окружающей среды (точки соответствуют условиям, графически представленных на рис. 1 и 2)

Очевидно, что при $\exp(C \cdot T) = 0$ зависимость (3) будет иметь максимальное значение расширяющего усилия $P_{p.\max}$. Решение уравнения (16) позволило установить максимум усилия расширения в шпуре, развиваемое НРС, равный $P_{p.\max} = 3,64 \cdot 10^7 \text{ Па}$.

Тогда можно получить максимальное значение коэффициента передачи энергии, идущей на разрушение сплошности массива пород:

$$\eta_{\max} = \frac{P_{p_{\max}}}{P_T} = \frac{3,64 \cdot 10^7}{5 \cdot 10^7} = 0,73. \quad (17)$$

Предельное значение η можно использовать для расчета параметров разрушения пород при помощи зарядов НРС.

Анализ графических зависимостей (1-3) показывает, что установленное максимальное значение динамического усилия на стенки шпура наступает через 30...40 ч. после заряжания шпуров при температуре окружающей среды 15...25⁰С.

Выводы

1. Обоснованы параметры термохимического процесса формирования саморасширяющейся системы в шпурах при гидратации НРС на основе оксида кальция.
2. Сделано предположение, что разрушение сплошной среды породных блоков составами типа НРС, определяется их энергией и пределом прочности на разрыв.
3. Предложен энергетический принцип расчета параметров паспорта разрушения горных пород саморасширяющимися невзрывчатыми составами (удельное число шпуров и расстояние между ними).
4. Установлено максимальное значение коэффициента передачи энергии разрушения породам при срабатывании заряда НРС в полости шпура ($\eta_{\max} = 0,73$).

Работа будет продолжена в направлении определения критической величины энергоплотности пород $[\sigma]_k$, т.к. этот параметр характеризует непосредственно противодействие пород разрушению и зависит не только от их прочностных свойств, но и от величины внешних напряжений, воздействующих на разрушаемый массив.

Библиографический список

1. Покровский Г.И. Обобщенный метод расчета напряжений при взрыве в горных породах. Проблема разрушения горных пород взрывом / Покровский Г.И. – М.: Недра, 1967. – С. 5-14.
2. Регель В.Р. Кинетическая природа прочности твердых тел / Регель В.Р., Слуцкер А.И., Томашевский Э.Е. – М.: Недра, 1974. – 560 с.
3. Калякин С.А. Энергетический подход к определению параметров взрывных работ / Калякин С.А. // Наукові праці ДонНТУ. Сер. «Гірничо-геологічна». – Донецьк: ДонНТУ, 2008. – Вып. 7 (135). – С. 43-49.
4. Шевцов М.Р., Таранов П.Я., Левіт В.В., Гудзь О.Г. / Під заг. ред. М.Р. Шевцова. Руйнування гірських порід вибухом: Підручник для вузів. – 4-е видання перероб. і доп. – Донецьк: ТОВ «Лебідь», 2003. – 272 с.

© Шевцов Н.Р., Калякин С.А., Купенко И.В., Рублева О.И., 2009

Надійшла до редколегії 12.02.2009

УДК 622.235.22

КАЛЯКИН С.А. (ДонНТУ)

ГОРЯЩИЕ ЧАСТИЦЫ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ КАК ИСТОЧНИК ВОСПЛАМЕНЕНИЯ ВЗРЫВООПАСНОЙ СРЕДЫ

При детонации заряда ВВ образуются горячие частицы, которые вовлекаются в движение быстро расширяющимися продуктами взрыва. Исследованы условия взаимодействия горячих частиц ВВ с МВС при взрыве открытых зарядов и зарядов в канальной мортире без забойки. Установлены размеры горячих частиц ВВ, которые могут оказать негативное влияние на антигризутность.

Explosive charge detonation results in the formation of burning particles which are set in motion by expanding products of explosion. This article is an attempt to study the interaction between the burning particles of explosives and methane-air mixture after the explosion of open charges and charges in channel mortar. The author has recorded the sizes of burning particles which can have negative influence upon the safety measures.

Введение. Выгорающие заряды могут вызывать воспламенение взрывоопасной среды в забое горной выработки. Этот факт установлен экспериментально некоторыми учеными: Ж. Бигур и Ж. Кокю (Франция), Ф.М. Галаджий и В.Н. Бондаренко (СССР), В.И. Зенин и Ю.В. Манжос (Украина). Поэтому опасность выгорающего заряда предохранительного взрывчатого вещества (ПВВ), как источника воспламенения метано-воздушной смеси (МВС), сомнений не вызывает. При детонации заряда ВВ или во время ее передачи от одного патрона к другому образуются горящие частицы ВВ, которые увлекаются быстро расширяющимися газообразными продуктами детонации и выбрасываются из шпура в призабойную часть выработки.

Анализ последних исследований и публикаций. На основании проведенных исследований К. Бейлинг [1] делает заключение, что если МВС находится непосредственно перед шпуром, то дефлагрирующие (горящие) частицы ПВВ могут вызвать ее воспламенение. Поэтому при взрывных работах решающую роль в качестве источника воспламенения МВС К. Бейлинг отводит не ударным волнам и нагретым до высокой температуры газообразным продуктам взрыва ПВВ, а его дефлагрирующим частицам, вылетающим из шпура. Вместе с тем, быстро летящие частицы ВВ не всегда представляют опасность для МВС, особенно в том случае, когда их действие сопровождается интенсивным расширением газообразных продуктов взрыва ВВ. Продукты взрыва образуют облако, размеры которого зависят от величины заряда ВВ и их удельного образования. Газообразные продукты имеют вначале высокую температуру, но вследствие быстрого расширения охлаждаются до низкой температуры, более безопасной в отношении метана. Более того, газовое облако может защитить МВС от попадания в нее горящих частиц, так как скорость расширения газов при взрыве ВВ гораздо больше скорости полета частиц. Они, проходя через газовое облако, успевают сгореть прежде, чем попадут в МВС. Таким образом, факт опасности для МВС быстро летящих горящих частиц ВВ во время взрыва его заряда до настоящего времени в полной мере не установлен. Поэтому исследование этого вопроса вызывает интерес, так как без учета действия горящих частиц ВВ на МВС нельзя обосновать антигризутность зарядов ПВВ при взрывных работах в угольных шахтах.

Целью данной статьи является исследование взаимодействия горящих быстро летящих частиц ВВ, образовавшихся при детонации шпурового заряда, с МВС и определение критических условий, позволяющих установить радиус частиц ВВ, которые при горении могут оказать негативное влияние на антигризутность заряда ПВВ.

Рассмотрим условия взаимодействия быстро летящих горящих частиц ВВ с МВС, окружающей его заряд. При этом примем во внимание то, что время существования горячей частицы – τ_z определяется ее радиусом – r_q и скоростью горения – u_z :

$$\tau_z = \frac{r_q}{u_z}. \quad (1)$$

Для быстро летящей горячей частицы со скоростью – U_q время ее полета в газовой среде – τ_n будет равно:

$$\tau_n = \frac{\ell_q}{U_q}, \quad (2)$$

где ℓ_q – путь, пройденный частицей.

Приравняв уравнения (1) и (2), получим максимальный путь, который частица пролетит за время своего горения:

$$\ell_n = r_q \left(\frac{U_q}{u_z} \right). \quad (3)$$

Согласно уравнению (3), можно выбрать критическое условие, которое будет определять возможность попадания горящих частиц в МВС. Действительно, если путь, пройденный летящими горящими частицами $\ell_n \geq R_{ПВ}$, где $R_{ПВ}$ – радиус сферы расширившихся до предельного значения газообразных продуктов взрыва ВВ, то частицы на границе этой зоны будут контактировать с МВС. Используя это критическое условие, можно установить параметры горящих частиц, образованных при взрыве заряда ВВ, способных контактировать с МВС. Для этого необходимо определить максимальный радиус расширения газообразных продуктов взрыва заряда ВВ и путь, пройденный быстро летящими частицами за время их горения. Найти максимальный радиус сферы с газами взрыва можно через удельный объем продуктов взрыва ВВ. Для определения пути нужно знать размеры частичек ВВ, которые устанавливаются ситовым анализом, и скорости их полета и горения. Относительно скорости полета горящих частиц ВВ можно сказать следующее. В настоящее время отсутствуют надежные экспериментальные данные по определению этого показателя. Однако имеется большое число экспериментов по определению скорости метания оболочки зарядом ВВ, на базе которых определены скорости разлета осколков оболочки под действием продуктов детонации. Решения этих задач даны в монографии [2] и одним из них для готовых осколков можно воспользоваться, предположив, что частицы ВВ, разбрасываемые продуктами его детонации, схожи с осколками. Тогда предельная скорость осколков-частиц будет равна:

$$U_q = \frac{D}{2} \sqrt{\frac{15\beta}{8(5+3\beta)} \left[1 - \left(\frac{r_3}{R_{ПВ}} \right)^8 \right]}, \quad (4)$$

где $\beta = \frac{m_{ВВ}}{M_{ОС}}$, $m_{ВВ}$ – масса ВВ, $M_{ОС}$ – масса метаемых осколков; r_3 – радиус заряда ВВ;

D – скорость детонации ВВ.

Для решения уравнения (4) вводим понятие активной массы ВВ в заряде – m_a , которая характеризует часть ВВ, прореагировавшего во фронте детонационной волны. Масса не прореагировавших при детонации ВВ частиц будет равна: $M_q = m_{ВВ} - m_a$. Тогда

$\beta = \frac{m_a}{m_{ВВ}}$. Основная масса разбрасываемых частиц ВВ будет сосредоточена в по-

верхностном слое «Харитона» – h , который по принципу Ю.Б. Харитона разбрасывается волной разряжения при детонации заряда [3]. В этом случае $\frac{m_{ВВ}}{m_a} = \frac{d_3^2}{d_3^2 - h^2}$, где d_3 –

диаметр заряда ВВ.

Экспериментальные данные скорости горения быстро летящих частиц ВВ отсутствуют и эту величину можно оценить только косвенно. В работах А.П. Глазковой и Л.В. Дубнова с сотрудниками [4,5] исследованы скорости горения зарядов промышленных ВВ. Однако эти исследования сделаны для неподвижных зарядов, находящихся в манометрической бомбе постоянного давления. Соответственно скорость горения ВВ в этих условиях не будет соответствовать скорости горения частиц ВВ, летящих с боль-

шой скоростью. На такое различие указывает теория горения пороха и приложение ее к реактивным снарядам [6]. Эффект увеличения скорости горения пороха при больших скоростях его обдувания газообразными продуктами горения на выходе у сопла объясняет теория раздувания [7]. Согласно этой теории зависимость скорости горения пороха от движения пороховых газов можно корректировать с помощью коэффициента $\varphi(x)$, дающего поправку на увеличение скорости горения $\varphi(x)$:

$$\varphi(x) = 1 + 2,5 \cdot 10^{-5} x^2, \quad (5)$$

где $x = \frac{W_n \cdot \rho_z}{u_z \cdot \rho_{пор}}$; W_n – скорость газового потока; ρ_z – плотность газа; u_z – линейная скорость горения пороха; $\rho_{пор}$ – плотность пороха.

Поскольку пороха представляют собой те же энергетические системы, что и ВВ, попытаемся использовать их теорию горения для описания процесса горения быстро летящих частиц ВВ. В этом случае уравнение (3) примет следующий вид:

$$\ell_n = \frac{r_q \cdot D \cdot \sqrt{\frac{15\beta}{8(5+3\beta)} \left[1 - \left(\frac{r_z}{R_{ПВ}} \right)^8 \right]}}{2u_q \cdot \varphi(x)}. \quad (6)$$

Для угленита Э-6 и аммонита ПЖВ-20 имеются все данные для расчета: ситовый анализ, линейная скорость горения ВВ [5], скорость детонации ВВ, критический диаметр детонации и диаметр заряда, в котором ВВ не детонируют. Эти данные позволяют по уравнениям (1) – (6) оценить дальность полета горящих частиц ВВ и возможность их воздействия на МВС. Для проверки расчетов открытые заряды угленита Э-6 ($m_{ВВ} = 200$ г) и аммонита ПЖВ-20 ($m_{ВВ} = 300$ г) были взорваны в темноте, и разлет газообразных продуктов взрыва и траектории горящих частиц ВВ были зафиксированы на светочувствительную фотопленку. Снимки этих взрывов представлены на рис. 1 и 2, а исходные данные, необходимые для расчета дальности разлета горящих частиц, сведены в табл. 1. В табл. 2 приведены результаты расчетов по определению скорости горящих частиц ВВ, размеров частиц на основе ситового анализа компонентов угленита и аммонита и дальности разлета горящих частиц этих ВВ. Сделаем сравнение расчетных значений расстояний разлета горящих частиц с экспериментальными значениями. Расчеты, сделанные для аммонита ПЖВ-20 показывают, что дальность полета горящих частиц превышает максимальный радиус сферы продуктов взрыва: $\ell_n > R_{ПВ}$, а для угленита Э-6, наоборот, дальность полета его частиц меньше радиуса сферы, занимаемой газом: $\ell_n < R_{ПВ}$. Обратимся к эксперименту. На рис. 1 видно, что отдельные частицы ПЖВ-20 преодолевают за время горения расстояние $\ell_n \approx 0,49...0,515$ м. Горящие частицы угленита Э-6 преодолевают меньшее расстояние $\ell_n \approx 0,238...0,265$ м (рис. 2), то есть опытные данные совпадают с расчетом. В результате анализа необходимо признать, что, несмотря на ряд допущений, сходимость экспериментальных и расчетных данных вполне удовлетворительная. Это позволяет сделать вывод, что горящие частицы аммонита ПЖВ-20 преодолевают расстояние большее, чем радиус сферы облака газов взрыва ВВ и могут контактировать с МВС, окружающей заряд. Горящие частицы угленита Э-6 успевают сгореть внутри сферы газов взрыва ВВ и не контактируют с МВС.

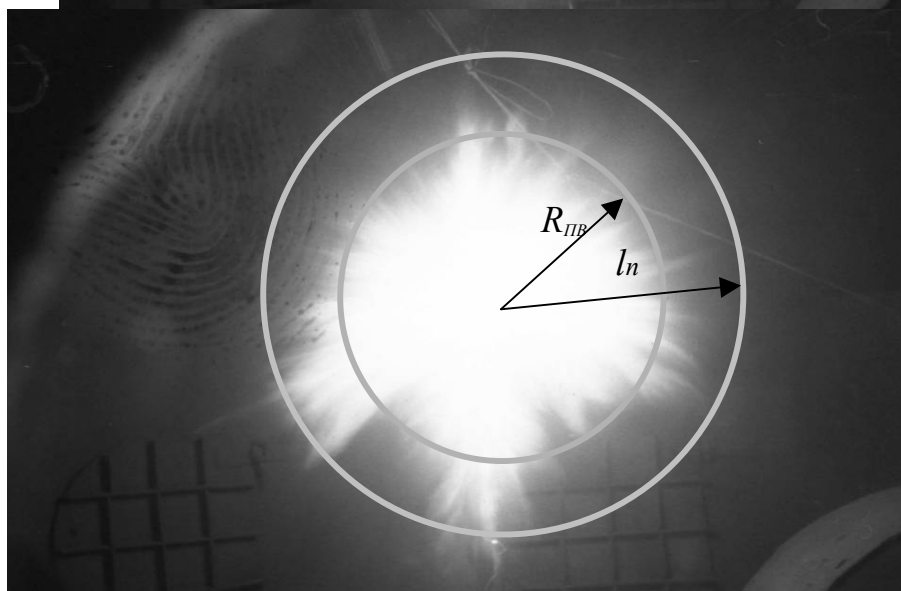
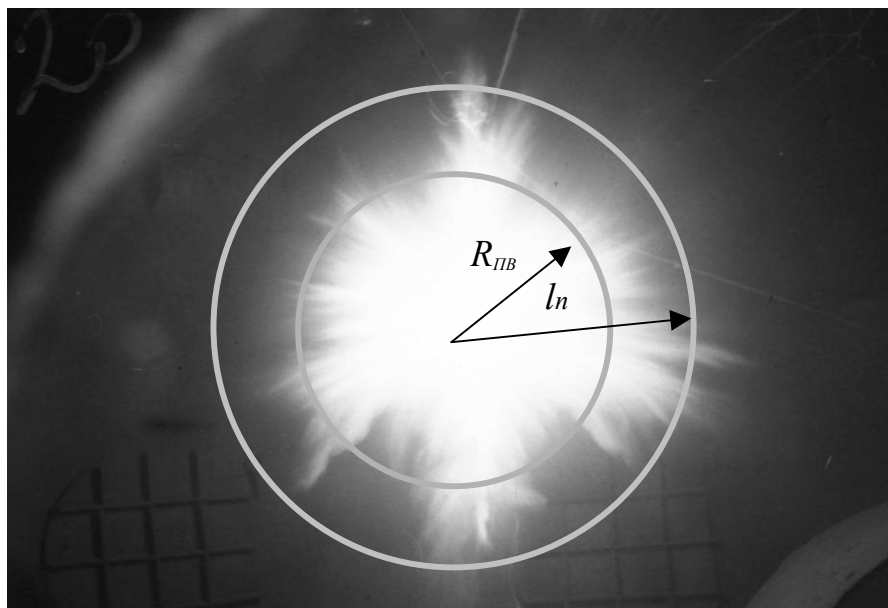


Рис. 1. Разлет газообразных продуктов взрыва аммонита ПЖВ-20 и траектория частиц

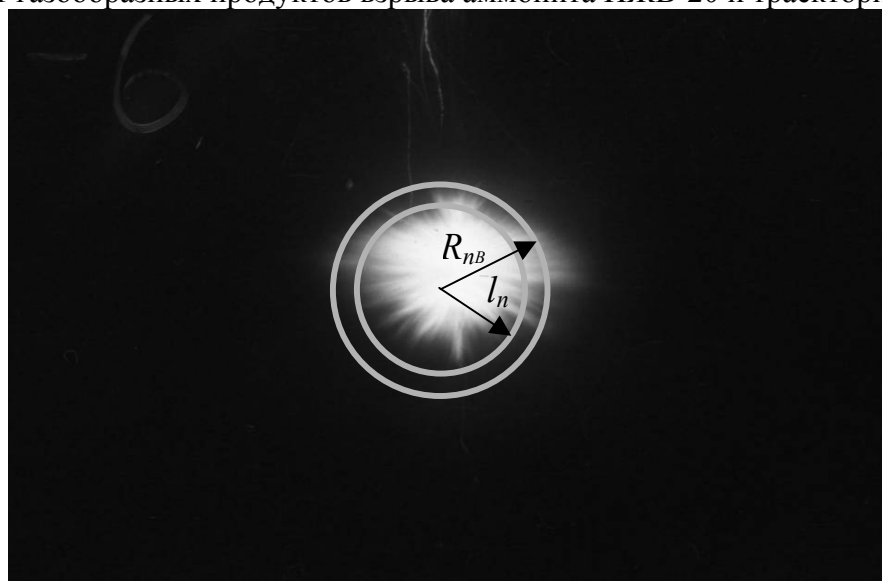


Рис. 2. Разлет газообразных продуктов взрыва угленита Э-6 и траектория частиц

Таблица 1. Значения показателей для ПВВ Э-6 и ПЖВ-20, принятых в расчете дальности разлета горящих частиц

ВВ	$\rho_{ВВ}$, кг/м ³	Скорость детонации, D , м/с	Диаметры заряда, мм		Критический слой ВВ, h , мм	Скорость горения ВВ, u , см/с	Диаметр заряда, d_3 , мм	Удельный объем газов взрыва, V_{os} , м ³ /кг	$m_{ВВ}$, кг
			критический, $d_{кр}$	отказа, d_o					
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
ПЖВ-20	1100	4000	10,0	9,0	4,75	0,312	36,0	0,717	0,3
Э-6	1200	2220	8,0	6,0	3,5	0,0891	36,0	0,560	0,2

Таблица 2. Результаты расчета скорости горящих частиц и дальности их полета

ВВ	Радиус сферы ПВ, $R_{ПВ}$, м	Ситовой анализ активных компонентов ВВ, %			Предельная скорость частиц, $U_{г}$, м/с	Средний радиус частиц, $r_{г}$, мк	Поправка на скорость горения, $\varphi(x)$	Дальность полета ℓ_n , м	Отношение $\frac{\ell_n}{R_{ПВ}}$
		остаток на сите 15	остаток на сите 29	остаток на сите 49					
ПЖВ-20	0,372	~ 10,0	63,5	20,0	1271,9	~ 65,0	58,4	0,454	1,22
Э-6	0,299	0,75	46,0	50,0	764,7	~ 50,0	183,1	0,235	0,786

В опытном штреке при испытании в 9,5% МВС заряды угленита Э-6 массой 0,2 кг не вызывали ее воспламенение, а заряды аммонита ПЖВ-20 массой 0,3 кг безотказно воспламеняли метан. Таким образом, напрашивается вывод о том, что при взрыве открытых зарядов ПВВ дефлагирующие частицы, разбрасываемые при его детонации, действительно могут оказывать отрицательное влияние на антигризутность заряда. Однако, делая такой вывод, мы исключаем действие на МВС ударной волны, образованной при взрыве заряда. Делать этого нельзя, так как ее скорость превышает не только скорость движения горящих частиц ВВ, но и скорость расширения газообразных продуктов взрыва. Исследования показали, что при взрыве заряда аммонита ПЖВ-20 массой 0,3 кг критические параметры ударной волны, вызывающие воспламенение МВС, сохраняются вплоть до расстояния 0,58 м от поверхности заряда. Это указывает на то, что ударная волна имеет способность воспламенить МВС на гораздо большем расстоянии, чем горящие частицы ВВ. Вместе с тем, нельзя исключать опасность горящих частиц ВВ и возможность их влияния на антигризутность его зарядов, взрывааемых в открытом виде и в канале мортиры или шпура. Так, принимая во внимание критическое условие, которое определяет возможность взаимодействия горячей частицы с МВС, окружающей заряд, то есть $\ell_n = R_{ПВ}$, можно установить радиус частиц ВВ, при котором это условие начинает выполняться:

$$r_g = \frac{2R_{ПВ} \cdot u_g \cdot \varphi(x)}{D \cdot \sqrt{\frac{15\beta}{8(5+3\beta)} \left[1 - \left(\frac{r_g}{R_{ПВ}} \right)^8 \right]}} \quad (7)$$

Особенно актуальной эта проблема становится при испытании на безопасность взрывания зарядов ПВВ в МВС, которые моделируются в канальной мортире без заботы. Условия взрывания зарядов ПВВ в канальной мортире имеют ряд существенных отличий от условий взрывания открытых зарядов. Эти отличия заключаются в том, что при взрывании в канальной мортире сильное влияние на условия воспламенения МВС оказывают продукты взрыва ВВ, а роль ударной волны в этом процессе второстепенна. Поэтому может оказаться так, что при определенном дисперсном составе ВВ его горящие частицы могут пролетать расстояния, на которых газообразные продукты взрыва ВВ уже не оказывают ингибирующее действие на взрывчатость МВС, и горящие частицы будут способны вызывать воспламенение МВС. Исследуем этот случай с позиции учета влияния дисперсности компонентов ПВВ на дальность полета горящих частиц и выяснения возможности их действия на МВС вне шпура.

В результате анализа данных ночных съемок взрывов заряда ВВ в канальной мортире удалось установить, что угол раствора, под которым происходит истечение продуктов детонации ПВВ из канала, не зависит от типа ВВ и для зарядов массой 0,3...1,0 кг $\varphi \approx 60^\circ$. Зная угол в вершине шарового сектора, формулу для нахождения объема сектора и критический радиус сферической детонации МВС ($r_{кр} = 0,65$ м), можно определить критический радиус ударной волны $R_{ув}$, образованной при взрыве заряда ВВ в канале мортиры, и максимальное расстояние – $L_{ПВ}$, на которое могут расширяться газообразные продукты взрыва:

$$\left. \begin{aligned} R_{ув} &= \frac{r_{кр}}{\sin 30^\circ} = 1,3, \text{ м} \\ L_{ПВ} &= 1,528(m_{ВВ}V_o)^{0,333}, \text{ м} \end{aligned} \right\}. \quad (8)$$

Уравнения системы (8) позволяют оценить условия, при которых горящие быстро летящие частицы ПВВ преодолевают расстояние ℓ_n и могут взаимодействовать с МВС. Действительно, если $\ell_n > R_{ув} > L_{ПВ}$, то горящая частица взаимодействует с МВС, которая не подвержена воспламеняющему действию ударной волны или газообразных продуктов взрыва ВВ. Учитывая это, сделан системный анализ критических условий воспламенения МВС горящими частицами ВВ, исходя из их скорости полета и дисперсности частиц.

Для того, чтобы определить начальную предельную скорость вылета частиц ВВ из канала мортиры, поступим следующим образом. Будем считать, что отношение между начальной скоростью полета частиц ВВ и скоростью истечения его продуктов детонации в воздух будет одинаково как при взрывании свободноподвешенного заряда, так и заряда ВВ в канале мортиры. У открытого заряда ПЖВ-20 отношение $U_q/W = 0,318$, следовательно, начальная скорость частиц этого ВВ в канале мортиры равна $\bar{U}_q = 0,318 \cdot 5695 = 1811$ м/с. Используя данные дисперсного анализа аммонита ПЖВ-20 (табл. 2) и расчетные величины x и $\varphi(x)$, получим дальность полета его горящих частиц из канала мортиры:

$$\ell_n = \frac{r_q \cdot \bar{U}_q}{u_z \cdot \varphi(x)} = \frac{65 \cdot 10^{-6} \cdot 1811}{3,12 \cdot 10^{-3} \cdot 60,4} \approx 0,625 \text{ м.}$$

Получается, что дальность полета горящих частиц ВВ значительно меньше $R_{ув}$ и $L_{ПВ}$, таким образом, горящие частицы не могут попасть в МВС, а, следовательно, и воспламенить ее. Этот вывод проверили для предельного заряда ПЖВ-20, установленного при испытании в опытном штреке. Его масса при обратном инициировании в каналь-

ной мортире составила примерно 0,1 кг, для него получены дальность расширения продуктов взрыва $L_{ПВ} = 0,63$ м и полета горящих частиц ВВ $\ell_n = 0,62$ м, то есть, в этом случае горящие частицы не влияют на МВС ($\ell_n < L_{ПВ}$). Однако, возможность воспламенения МВС горящими частицами ВВ доказана экспериментально в работах В.И. Зенина и В.Н. Бондаренко [8,9]. Дело в том, что аммониты подвержены слеживанию и спекаемости. В результате этих процессов происходят укрупнение частиц ВВ и потеря рассыпчатости состава, снижающие его детонационную способность. Поэтому, если в шпуровых зарядах попадают слежавшиеся патроны аммонита, то при их взрыве в газовую среду из шпура могут попасть горящие частицы спекшегося ВВ и вызвать воспламенение МВС. Критическое условие (7) позволяет оценить радиус этих частиц ВВ. Так, для аммонита ПЖВ-20 с массой шпурового заряда 0,9 кг критический радиус горящих частиц, при котором возможно их попадание в МВС, составит:

$$r_c \geq \frac{L_{ПВ} \cdot u_z \cdot \varphi(x)}{U_q} = \frac{1,32 \cdot 3,12 \cdot 10^{-3} \cdot 60,4}{1811} = 1,374 \cdot 10^{-4} \text{ м.}$$

Расчет показывает, что горящие частицы аммонита с размером частиц 280 мк и более представляют опасность для МВС и могут оказывать негативное влияние на антигризутность заряда ПВВ.

Вывод. Антигризутность заряда ПВВ зависит от образующихся при его детонации горящих частиц в том случае, если размеры этих частиц превышают критические размеры 300...400 мк. Чтобы размер частиц ВВ не превышал критический, необходимо строго соблюдать регламент производства угленитов и аммонитов и контролировать дисперсность солей их компонентного состава. Необходимо полностью исключить слеживаемость предохранительных аммонитов при их хранении, так как в результате спекания его отдельных частиц при взрыве могут образовываться горящие частицы с размерами, превышающими критические.

Библиографический список

1. Бейлинг К. Взрывчатые вещества и средства взрывания/ Бейлинг К., Дрекопф К. – М.: Оборонгиз, 1941. – 303с.
2. Физика взрыва/ [Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П. и др.]; под ред. К.П. Станюковича. – М.: Наука, 1975. – 704с.
3. Харитон Ю.Б. О детонационной способности взрывчатых веществ: Сб. статей « Вопросы теории взрывчатых веществ»/ Харитон Ю.Б. – М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1947. – С. 7-26.
4. Глазкова А.П. Катализ горения взрывчатых веществ/ Глазкова А.П. – М.: Наука, 1976. – 262с.
5. Дубнов Л.В. Исследования горения некоторых предохранительных взрывчатых веществ: Сб. «Взрывное дело», № 49/6 / [Дубнов Л.В., Игнатьев Б.А., Романов А.И. и др.].- М.: Госгортехиздат, 1962. – С. 165-170.
6. Зельдович Я.Б. Теория горения пороха и приложение ее к реактивным снарядам: Сб. Теория горения порохов и взрывчатых веществ/ Зельдович Я.Б. – М.: Наука, 1982. – С. 186-226.
7. Лейпунский О.И. К вопросу о физических основах внутренней баллистики реактивных снарядов: Сб. Теория горения порохов и взрывчатых веществ/ Лейпунский О.И. – М.: Наука, 1982. – С.226-278.
8. Зенин В.И. Исследование воспламенения метано-воздушной смеси выгорающими зарядами ВВ: Сб. Безопасность взрывных работ в угольных шахтах/ Зенин В.И., Манжос Ю.В. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ, 1979. – С. 3-6.
9. Бондаренко В.Н. Разработка лабораторных методов оценки склонности ВВ к потере детонационных свойств и к выгоранию при уплотнении: Сб. Выгорание зарядов ВВ в шахтах и меры борьбы с ними/ Бондаренко В.Н. – М.: Госгортехиздат, 1963. – С. 49-55.

Надійшла до редколегії 07.04. 2009

© Калякин С.А., 2009

УДК 622.83

БУЛАТ А.Ф., УСАЧЕНКО Б.М., СЕРГИЕНКО В.Н. (ИГТМ НАН Украины),
ИЛЬЯШОВ М.А., КОЖУШОК О.Д., АГАФОНОВ А.В. (ЗАО «Донецксталь»)

**РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ПРИМЕНЕНИЮ «ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО
РЕГЛАМЕНТА ПОДДЕРЖАНИЯ ПОВТОРНО ИСПОЛЬЗУЕМЫХ
ВЫЕМОЧНЫХ ШТРЕКОВ КОМБИНИРОВАННЫМИ ОХРАННЫМИ
СИСТЕМАМИ»**

Приведены рекомендации по применению отраслевого документа по выбору средств крепления выемочных штреков шахт Донбасса.

This article is a guide for applying the industrial document which contains instructions as for the choice of support techniques in the mines of Donbass.

Поддержание выемочных штреков является важнейшим составным элементом процесса угледобычи, поскольку они должны обеспечивать бесперебойное транспортирование добытого угля, доставку необходимых материалов и оборудования, а также устойчивое проветривание очистного забоя [1].

Традиционная технология угледобычи на шахтах Украины была ориентирована на погашение выемочных штреков после прохода лавы. В соответствии с этой концепцией разрабатывались средства и технология крепления. Они предусматривали относительно короткий срок эксплуатации крепления, преимущественно симметричную нагрузку и высокую допустимую податливость. На большинстве шахт Украины типичной крепью подготовительных выработок является податливая крепь КМП-А3 со спецпрофиля СВП-27 или СВП-33. Шаг установки крепи обычно составляет 0,8 – 1,0 м. Несмотря на высокую металлоемкость такой крепи, ее использование в условиях больших глубин неэффективно. По данным работы [2] на приращение 1 кН несущей способности крепи необходимо затратить 2-3 кг спецпрофиля. Как показал практический опыт, поддержание выработок с целью их повторного использования при отработке смежной лавы по безцеликовой схеме с использованием указанного крепления является практически невозможным [3].

С развитием современных технологий анкерного крепления на передовых шахтах Украины активно внедряются комбинированные схемы рамно-анкерного крепления [2, 4, 5]. Они эффективно работают при незначительных нарушениях слоистой структуры непосредственной кровли при условии, что породы в пределах каждого слоя достаточно прочные. Своевременно скрепленная анкерами слоистая плита над выработкой выступает в роли дополнительного элемента охранной конструкции и сдерживает вертикальные деформации до подхода лавы. Однако за лавой эффективность анкерной крепи существенно снижается вследствие формирования блочной структуры в кровле.

В разработанном технологическом регламенте изначально предусматривается, что все используемые виды крепи должны эффективно работать не только до подхода лавы, но и за лавой. Достичь этой цели оказалось возможным путем синтеза комбинированных охранных систем [6]. При их разработке использовались следующие принципы:

- 1) упреждения деформаций контура выработки;
- 2) нарастающего сопротивления охранной системы в целом;
- 3) комплементарности отдельных элементов охранной системы;
- 4) некритичности параметров конструкции к вариациям условий ее работы.

Комплекс предусматриваемых техническим регламентом охранных мероприятий базируется на закономерностях изменения напряженного состояния в системе «крепь – массив» по длине охраняемой выработки (табл. 1). Размеры зон даны для условий шахты «Красноармейская-Западная № 1».

Таблица 1. Зональность изменения напряженного состояния системы «крепь – массив» по длине охраняемой выработки

Номер зоны	Расстояние до лавы, м	Состояние системы «крепь – массив»
I	дальше -60	умеренно нагружен верхняк рамы, боковые стойки не пригужены, деформация контура выработки незначительна
II	от -60 до -30	расслоение кровли, возрастание нагрузки на верхняк, первые проявления асимметрии деформирования контура выработки
III	от -30 до -5	интенсивное возрастание нагрузок на все элементы рамной крепи, а также на анкера, увеличение асимметрии нагрузок
IV	от -5 до 0	переход кровли к крупноблочной структуре, возрастание нагрузок на металлокреп с одновременным снижением эффективности ее работы
V	от 0 до 30	резко асимметричная нагрузка на охранную конструкцию, прогрессирующее уменьшение сечения выработки в основном за счет деформации верхняка
VI	от 30 до 150	снижение асимметрии нагрузок, интенсификация пучения почвы в выработке
VII	свыше 150	стабилизация напряженного состояния системы, дальнейшее уменьшение сечения выработки преимущественно за счет реологических факторов

Первый этап крепления выработки должен осуществляться непосредственно после обнажения породного массива. Его основной задачей является предотвращение расслоения пород кровли. На этом этапе с отставанием от забоя не более 3 м выполняют установку рамной крепи. В традиционной схеме крепления используют преимущественно арочные податливые крепи КМП-АЗ и КШПУ. В рассмотренном регламенте предлагается более широкий выбор крепей, имеющих улучшенные деформационно-силовые характеристики в условиях высокого горного давления.

Западно-Донбасским научно-производственным центром «Геомеханика» для сложных горно-геологических условий разработана новая серия металлических податливых арочных двухрадиусных крепей. Новые крепи имеют форму овоида, максимально приближенного к эллипсу. Данная форма является самой устойчивой при воздействии на нее всестороннего давления оказываемого породным массивом. Регламентом для крепления выемочных штреков рекомендуются: трехэлементная крепь КМП-А3Р2 и четырехэлементная крепь КМП-А4Р2. Разработанные конструкции крепей позволили практически без изменения веса комплекта увеличить несущую способность верхняка (критический элемент) примерно в 2,7 раза за счет увеличения кривизны и уменьшения пролета, увеличить податливость до 700-1000 мм, а величину рабочего сопротивления – примерно в 2 раза.

Сложности в поддержании горных выработок на сопряжениях «штрек-лава» значительно упрощаются при использовании крепи КЦЛ с циркульно-линейным верхняком. Разработчиком указанной крепи также является ЗДНПЦ «Геомеханика». Крепь КЦЛ обеспечивает качественно иной уровень поддержания выемочных штреков до

подхода лавы и при снятии стоек крепи для обеспечения передвижки забойного конвейера.

Наличие циркульно-линейного верхняка облегчает операции по поддержанию выемочных штреков, примыкающих к концевым участкам лав, создает удобства для усиления крепи с применением индивидуальных или анкерных крепей, обеспечивает требуемое геомеханическое равновесие усиленной системы «крепь-массив» при временном демонтаже стоек крепи и проходе очистного забоя.

Циркульно-линейная форма верхняка обеспечивает повышение его сцепления с породами кровли и отпор крепи, своевременное вовлечение ее в работу, чем улучшаются условия нагружения крепи со стороны кровли и боков выработки. За счет формы верхняка улучшены характеристики статической несущей способности и повышена восприимчивость крепи к возможным динамическим нагрузкам со стороны кровли. Применение крепи с циркульно-линейным верхняком обеспечивает сохранение контура и уменьшение потери сечения выработок, что повышает возможность их вторичного использования.

Крепь КЦЛ имеет две модификации: КЦЛ(О) – овоидного типа и КЦЛ (Ш) – шатрового типа. Крепь КЦЛ(О) имеет 9 типоразмеров в трехэлементном исполнении и 5 типоразмеров – в четырехэлементном. Крепь КЦЛ (Ш) также имеет 9 типоразмеров в трехэлементном исполнении.

Для выработок с плоской кровлей сечением $17,2 \text{ м}^2$ разработана отдельная модификация КЦЛ-17,2.с удлиненным верхняком.

Вместо установки системы отдельных, не связанных между собой анкеров, рассматриваемый регламент рекомендует использование анкерно-стяжной крепи (АСК). Данная охранная конструкция обладает элементами новизны и в документах отраслевого уровня рассматривается впервые. Ее основным преимуществом перед системой одиночных анкеров является возникновение эффекта самозапираания породных блоков в кровле охраняемой выработки. Указанное свойство позволяет сохранить эффективность работы охранной конструкции и при переходе непосредственной кровли над охраняемой выработкой в крупноблочное состояние.

Установку анкерно-стяжной крепи, согласно принципу упреждения деформаций контура выработки, необходимо выполнить до начала существенной подвижки кровли, т. е., в пределах зоны I.

Анкерно-стяжная крепь может работать как самостоятельная охранная конструкция, однако более эффективно ее преимущества реализуются в комбинации с рамной крепью.

Комплект АСК состоит из двух звеньев, и располагается в кровле выработки в промежутке между рамами (рис. 1).

Применение АСК для усиления рамной крепи обеспечивает:

- 1) формирование над выработкой плитно-балочного породного перекрытия, что создает предпосылки для равномерного распределения нагрузок на арку;
- 2) перенос нагрузки опускающихся приконтурных пород непосредственной кровли вглубь массива на верхние породные слои;
- 3) повышение сцепления между расщепляющимися слоями пород и создание дополнительного подпорного напряжения по нормали к плоскости слоистости, чем обеспечивается повышение межслоевой прочности массива;
- 4) уменьшение изгибающих моментов в слоях пород со стороны лавы и изгибающих перемещений за счет увеличения мощности пород и исключения скольжения по поверхностям сдвига;
- 5) рациональный геомеханический режим поддержания сопряжения «штрек-лава» при демонтаже стоек рам для пропуска забойного конвейера.

В совокупности применение АСК обеспечивает переход на меньшие сечения спецпрофиля рамной крепи, уменьшение ее плотности возведения, снижение объема буровых работ под установку анкеров, сокращение металлоемкости охранной конструкции и трудозатрат, увеличение темпов проведения выработок и повышение их устойчивости в целях повторного использования при условии сокращения ремонтных работ.

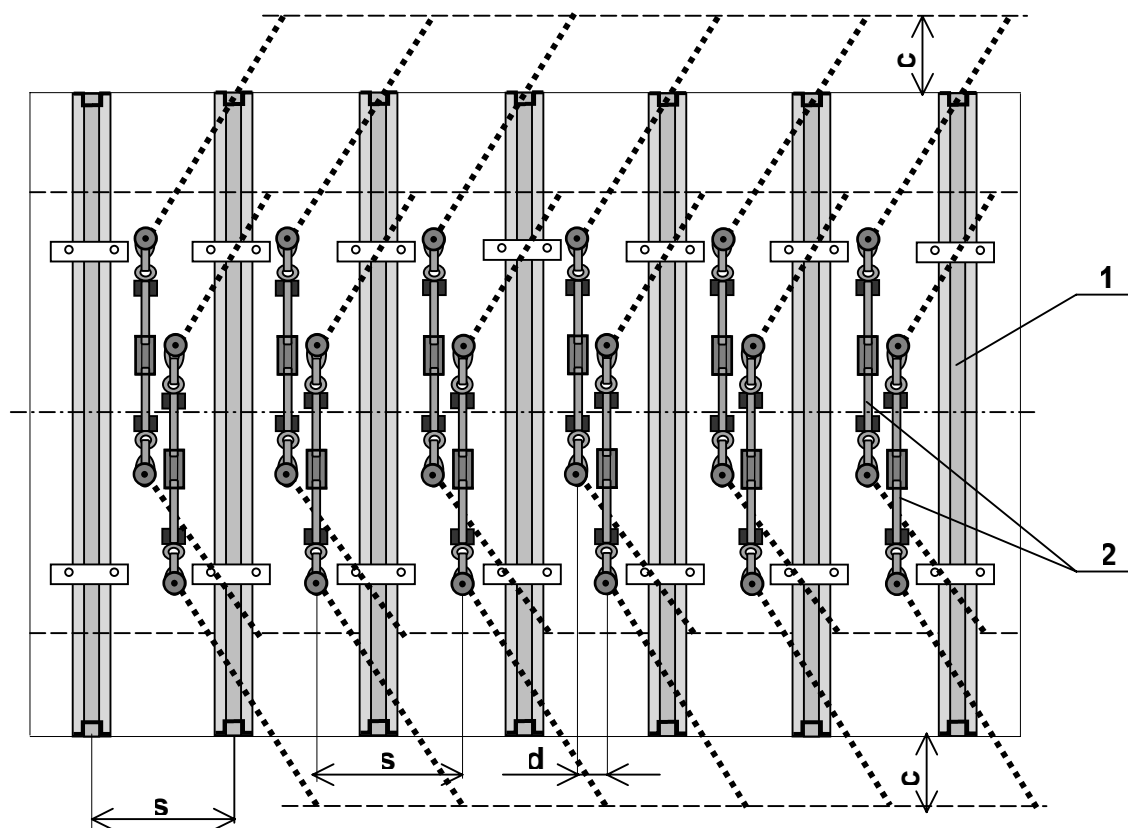


Рис. 1 Установка анкерно-стяжной крепи между рамами: 1 – рамная крепь, 2 – анкерно-стяжная крепь

Наиболее полно преимущества анкерно-стяжной крепи проявляются в выработках с плоской кровлей. Схема расположения элементов комплекта АСК для этого случая иллюстрируется рис. 2.

Каждое из звеньев АСК располагается асимметрично относительно вертикальной оси выработки. Положение смежного звена является зеркальным отражением относительно вертикальной оси выработки. Таким образом, обеспечивается пространственное распределение анкеров в промежутке между рамами, что повышает надежность конструкции и упрощает ее монтаж.

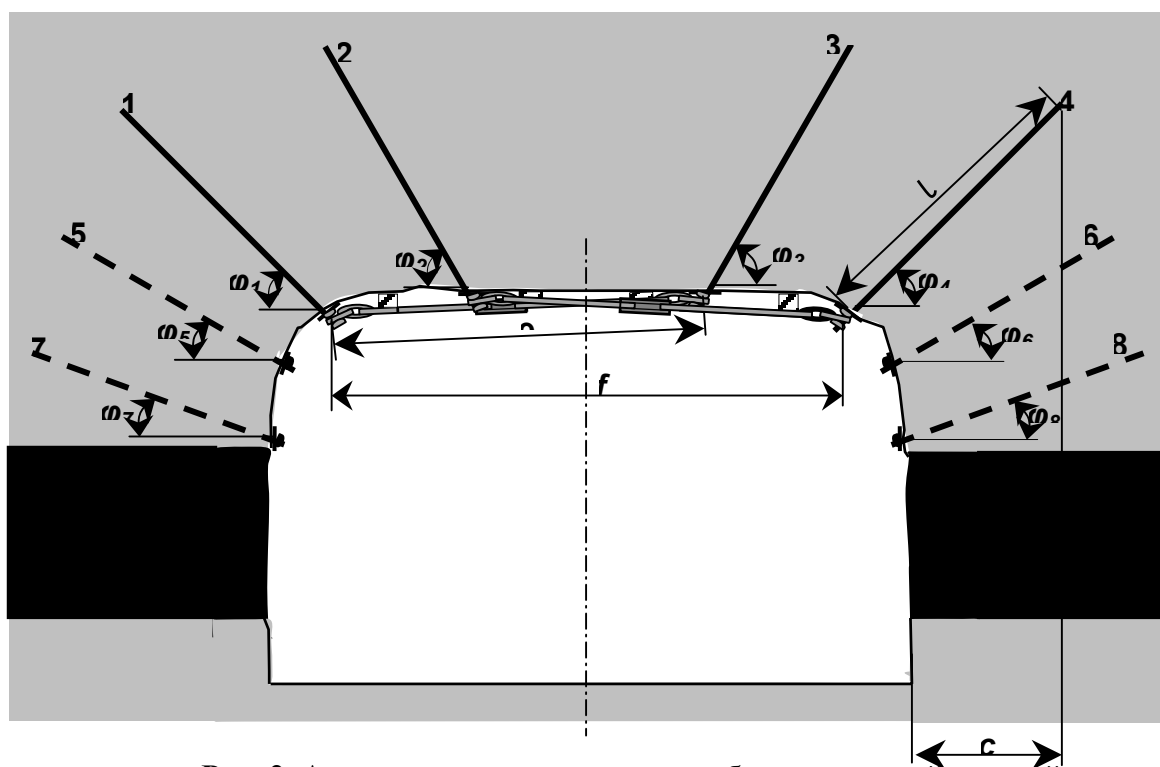


Рис. 2. Анкерно-стяжная крепь в выработке с плоской кровлей

Расстояние f между крайними анкерами комплекта принимают равным длине линейного участка верхняка или на 10 - 15 % больше. Проекция c углубления анкеров в массив за пределами выработки должна составлять не менее 0,5 м. Базу звена e выбирают в пределах 70% от величины параметра f .

На рис. 2 штриховыми линиями показаны также индивидуальные анкера усиления бровки, которые могут быть установлены на этапе II. Параметры анкеров приведены в табл. 2.

Таблица 2. Параметры анкеров в составе комбинированной охранной системы выработки с плоской кровлей

Номер анкера	Назначение анкера	Длина анкера l , м	Угол наклона φ , град
1	в составе комплекта АСК	2,75	45
2	то же	2,75	60
3	«»	2,75	60
4	«»	2,75	45
5	укрепление бровки	2,40	40
6	то же	2,40	40
7	«»	2,40	30
8	«»	2,40	30

В пределах зоны III выполняют установку временной крепи усиления. Рекомендуется применение индивидуальных гидростоек для подпора каждой рамы. Сводчатый верхняк рамной крепи подпирают в его центральной части. При использовании крепи с плоским верхняком в выработках с плоской кровлей его центральную часть усиливают анкерами подхвата, а гидростойки располагают в два ряда симметрично по отношению к вертикальной оси выработки.

Безопасность выполнения работ в пределах зоны IV в дополнение к указанной металлокрепи обеспечивается также крепью сопряжения.

Для охраны выемочных выработок за лавой с целью их повторного использования наиболее эффективным оказался способ, предусматривающий возведения в выработанном пространстве литых полос [7].

Способ состоит в возведении механизированными средствами позади крепи лавы полосы из твердеющего материала, располагаемой вдоль выработки за ее контуром со стороны выработанного пространства и служащей для поддержания пород кровли над выработкой, управления их обрушением в выработанном пространстве, а также для предотвращения поступления метана в охраняемую выработку из выработанного пространства и утечек воздуха через него.

Способ охраны выработок литыми полосами из твердеющих материалов должен применяться при безцеликовой разработке угольного пласта столбовыми и комбинированными системами по простиранию, падению и восстанию с повторным использованием выемочных выработок. Возможно применение способа при сплошной системе разработки.

Добавление литой полосы в состав комбинированной охранной системы после прохода лавы соответствует принципу ее нарастающего сопротивления. Принцип упреждения деформаций должен реализовываться минимальным отставанием возведения полосы от линии забоя, до появления существенных расслоений кровли пласта над выработанным пространством. Рекомендуемая величина отставания составляет 6 м определяется в основном технологическими возможностями возведения полосы.

В качестве базового варианта возведения литой полосы рекомендуется гидромеханический с приготовлением смеси на участке перед лавой и транспортированием ее в жидком состоянии по трубопроводу к месту заливки.

Для приготовления раствора можно использовать серийные смесители и бетономешалки. Технические характеристики некоторых из них приведены в табл. 3.

Таблица 3. Технические характеристики смесителей и бетономешалок для приготовления раствора

Категория	Тип	Загрузочная вместимость, м ³	Габаритные размеры, мм			Масса, кг
			длина	ширина	высота	
Смесители	СО-46А	0,08	1600	710	1130	210
	СБ-43	0,08	1470	585	895	160
	СБ-133	0,10	1120	660	1000	180
	TZ 100/60	0,06	720	670	920	80
	TZ 200/125	0,125	1345	1050	1210	275
Бетономешалки	ПРМ-350	0,35	1200	1200	1200	200
	РМ-500	0,50	1500	1400	1300	350
	РМ-750	0,75	2000	1100	1000	512

Для подачи раствора к месту возведения литой полосы используют нагнетательные установки. Некоторые из них (СО-241 и МБМ-3) имеют собственный встроенный смеситель

Технические характеристики рекомендуемых для возведения литых полос нагнетательных установок приведены в табл. 4.

Таблица 4. Нагнетательные установки для гидромеханического способа
возведения литых полос

Техническая характеристика	Тип установки					
	СО-10А	СО-50	СО-241	Моно-лит-2	МБМ-3	MONO WT-820
техническая производительность, м ³ /ч	6	6	3	8	6	10 - 15
технологическая производительность, м ³ /смену	12	16	8	20	16	60 - 90
емкость собственного смесителя, м ³	-	-	0,3	-	0,25	-
размер фракций наполнителя, мм	15	15	8	10	5	63
максимальное давление нагнетания, МПа	1,0	1,5	0,7	1,5	2,0	0,6
дальность подачи, м	200	200	200	50	100	300
высота подъема, м	40	40	80	-	20	80
длина, мм	1040	1200	1300	2100	1960	2000
ширина, мм	660	560	1100	660	1160	900
высота, мм	1025	1000	2300	980	1230	600
масса, кг	400	450	700	444	1300	750

Упомянутое в табл. 3 и 4 оборудование должно поставляться в искровзрывобезопасном исполнении.

Прочностные и деформационные характеристики материала полосы на различных стадиях твердения раствора определяются ее функциональным назначением и конкретными вариантами ее выполнения [8].

Технология возведения полос предусматривает использование двух основных категорий материалов для литых полос, отличающихся требованиями в отношении прочностных и деформационных характеристик.

Первая категория материалов должна обеспечивать несущую способность охранной конструкции и управляемое разрушение непосредственной кровли в выработанном пространстве за полосой. Указанным требованиям полностью отвечает материал «БИ-крепь» отечественного производства, состав которого защищен патентом Украины № 53569А (бюл. № 1, 2003 г.).

Вторая категория материалов должна обеспечить адаптацию охранной конструкции к слабым породам почвы и в идеале иметь одинаковые с ними деформационно-прочностные характеристики. Вторым требованием является быстрое относительное нарастание прочности после затворения смеси, но в сочетании с невысокой начальной вязкостью, допускающей процесс транспортирования по трубопроводу до места заливки. Наиболее близко указанным требованиям для условий, когда в почве пласта под полосой находится переувлажненный алевролит, отвечает польский материал Текбленд.

При возведении литых полос используется также дерево:

для установки органной крепи, предохраняющей литую полосу до момента набора определенной прочности;

для перекрытия зазора между верхней горизонтальной поверхностью литой полосы и непосредственной кровлей.

С учетом практического опыта возведения однорядной литой полосы, а также результатов математического и физического моделирования, предложено несколько вариантов конструкций полосы для кровель с различной степенью обрушаемости. При выборе деформационно-силовых характеристик полосы исходили из рекомендуемой в работе [9] величины ее относительной деформации ϵ по высоте h .

Более детальная характеристика условий, определяющих выбор конструкции литой полосы, представлены в табл. 5.

Таблица 5. Критерии выбора конструкции литой полосы

Основная кровля	Относительная вертикальная деформация ε		Удельная нагрузка F_y , МН/м	Конструкция литой полосы
	$h < 1,5$ м	$h > 1,5$ м		
легкообрушающаяся	0,20-0,25	0,15-0,20	до 70	однорядная
среднеобрушающаяся	0,15-0,20	0,10-0,15	70 - 100	усиленная однорядная
труднообрушающаяся	0,10-0,15	0,05-0,10	100 - 150	двухрядная

Конструкция однорядной литой полосы и технология ее возведения описаны в работе [7] и в новый технический регламент внесены без изменений.

Конструкция усиленной однорядной полосы представлена на рис. 3.

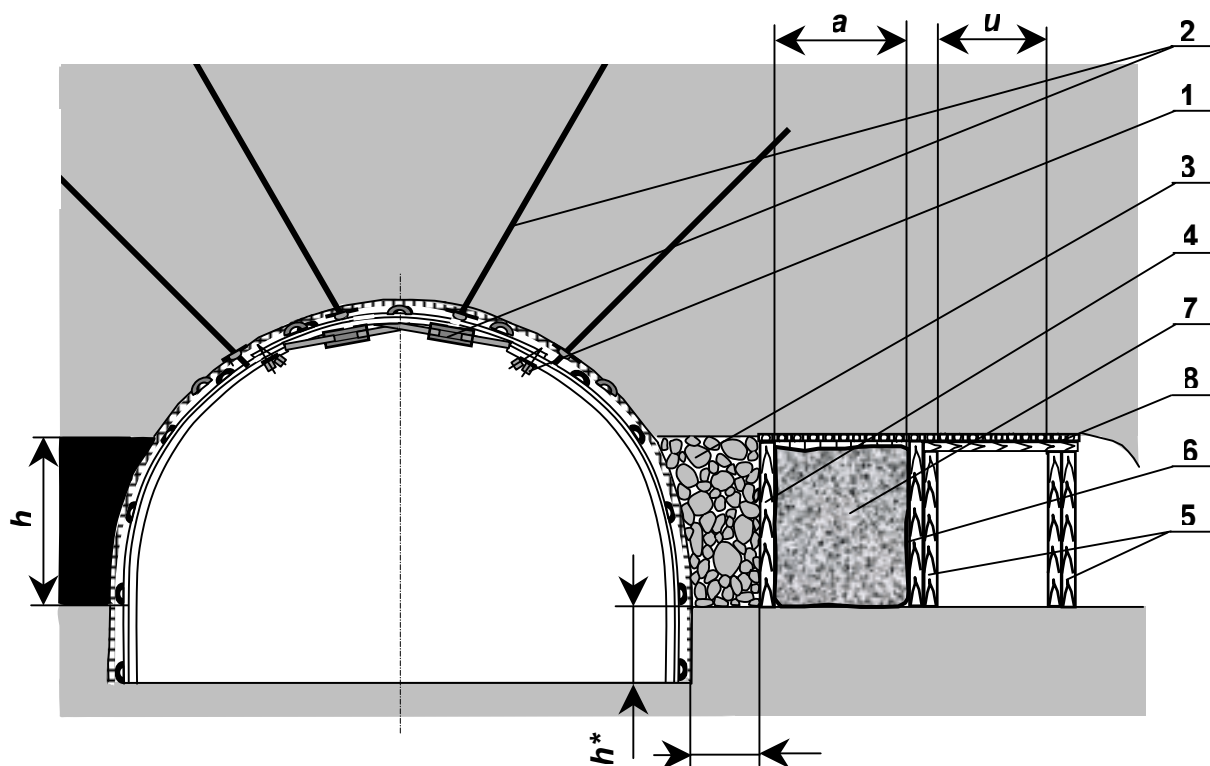


Рис. 3. Усиленная однорядная литая полоса в составе комбинированной охранной системы (вид в поперечном сечении). 1 – арочная крепь, 2 – анкерно-стяжная крепь, 3 – забутовка, 4 – стойки одинарной органной крепи, 5 – стойки сдвоенной органной крепи, 6 – заливочный мешок, 7 – жесткая литая полоса, 8 – затяжка кровли.

Усиление однорядной литой полосы осуществляют путем замены одинарного ряда органки со стороны отработанного пласта двойным рядом, а также добавления третьего ряда сдвоенной органной крепи, удаленного в глубину выработанного пространства в соответствии с рис. 3. Ширину a полосы принимают равной мощности h пласта. Расстояние u между вторым и третьим рядами органки выбирают равным 0,8 –

1,0 м. Перекрытие зазора между кровлей и охранной конструкцией осуществляют брусом толщиной до 150 мм, располагаемым перпендикулярно оси штрека.

Граница литой полосы со стороны охраняемой выработки во всех вариантах ее исполнения удалена от контура на расстояние q , равное высоте нижней подрывки пласта h^* .

Предложенная конструкция литой полосы наиболее эффективна при быстром продвижении очистного забоя. За счет перераспределения нагрузок на органную крепь на начальном этапе твердения полосы она успевает набрать необходимую прочность до подхода зоны опорного давления за лавой. Кроме этого, по результатам математического и физического моделирования, такая конструкция полосы совместно с анкерно-стяжной крепью сдерживает развитие трещины над сводовой частью выработки и тем самым улучшает условия работы металлокрепей.

Наиболее сложной по выполнению, но и наиболее эффективной при больших нагрузках на охранную конструкцию, является двухрядная литая полоса. Ее конструкция представлена на рис. 4.

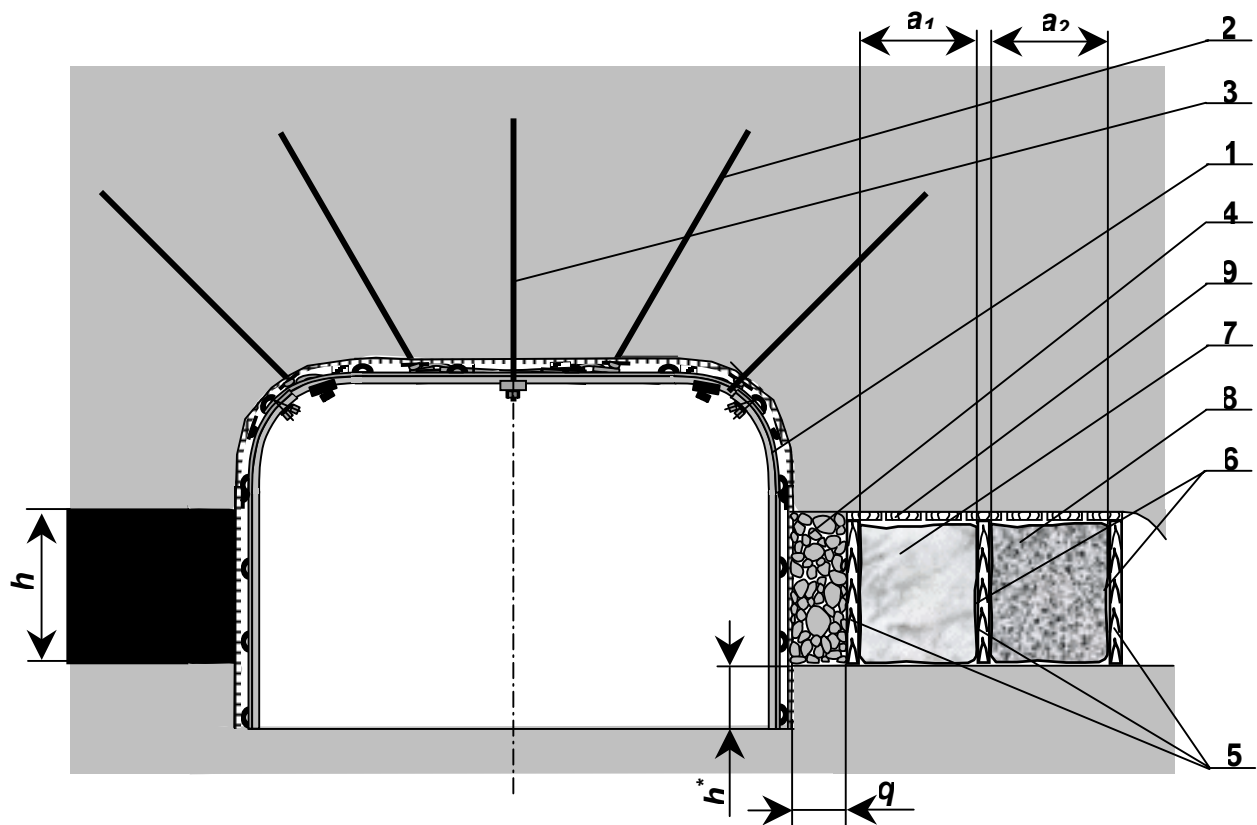


Рис. 4. Двухрядная литая полоса в составе комбинированной охранной системы выработки с плоской кровлей. 1 – рамная крепь, 2 – анкерно-стяжная крепь, 3 – анкера подхвата рамы, 4 – забутовка, 5 – одинарный органный ряд, 6 – заливочный мешок, 7 – податливая литая полоса, 8 – жесткая литая полоса, 9 – затяжка кровли

Двухрядная полоса рекомендована для охраны повторно используемых выемочных штреков, находящихся в наиболее тяжелых горно-геологических условиях. При ее возведении необходимо учитывать перечисленные далее особенности, имеющие принципиальное значение.

Полосы должны быть разножесткими. Основная жесткая полоса, воспринимающая нагрузку от сажающейся кровли пласта, должна быть удалена от штрека. С увеличе-

нием расстояния от края полосы до контура выработки зона интенсивного пучения сдвигается в сторону выработанного пространства. В то же время при чрезмерном удалении полосы от контура выработки в кровле между полосой и штреком возникает зона растягивающих напряжений, приводящая к ее разрушению и значительным деформациям. Кроме этого, с удалением полосы внутрь отработанного пространства усложняется технология ее возведения и дальнейший контроль за ее состоянием. Рекомендуемое удаление жесткой полосы от контура выработки – не более 4,5 м.

Вспомогательную податливую полосу располагают вплотную к основной со стороны охраняемой выработки. Прочностные, упругие и деформационные характеристики ее материала должны быть близкими к соответствующим характеристикам пород почвы пласта с учетом воздействия влаги. В этом случае податливая полоса наиболее эффективно противодействует пучению пород, вызванных действием основной жесткой полосы.

Наличие вспомогательной податливой полосы способствует созданию бокового подпора для основной полосы, чем сдерживает ее поперечные деформации и, таким образом, повышает несущую способность после появления трещин.

Второй положительный эффект от наличия податливой полосы заключается в противодействии опрокидывающему моменту, действующему на основную полосу. Следует отметить, что оба эффекта, воплощающие принцип комплементарности, реализуются только при плотном контакте полос. Наличие даже небольшого зазора между ними (сближенные полосы) сводят на нет все преимущества данной комбинированной охранной конструкции.

Изложенные в регламенте технические решения по поддержанию выработок для повторного использования внедряются на шахте «Красноармейская-Западная № 1» и уже показали свою эффективность.

Библиографический список

1. Корзун А.В. Некоторые аспекты состояния и перспективы угольных предприятий Украины [Текст] / А.В. Корзун, С.В. Янко // Уголь Украины. - 2002. - № 6. - С. 3-6.
2. Булат А.Ф. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт [Текст] / А.Ф. Булат, В.В. Виноградов. – Днепропетровск: Вільпо, 2002. – 372 с.
3. Байсаров Л.В. Геомеханика и технология поддержания повторно используемых выработок [Текст] / Л.В. Байсаров, М.А. Ильяшов, А.И. Демченко. – Днепропетровск: ЧП «Лира ЛТД», 2005. – 240с.
4. КД 12.01.01.501- 98. Система забезпечення надійного та безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Загальні технічні вимоги [Текст]. – Дніпропетровськ: ІГТМ НАНУ, 1999. – 42 с.
5. КД 12.01.01.502 – 98. Система забезпечення надійного та безпечного функціонування гірничих виробок із анкерним кріпленням. Порядок та організація [Текст]. - Дніпропетровськ: ІГТМ НАНУ, 1999. – 14 с.
6. Лангош У. Проектные основы управления горным давлением комбинированной крепью пластовых выработок [Текст] / У. Лангош // Глюкауф. - 2002. - № 1. – С. 16-20.
7. Временный технологический регламент по охране подготовительных выработок угольных шахт литыми полосами из твердеющих материалов [Текст] / А.Ф. Булат, М.А. Ильяшов, Б.М. Усаченко [и др.]. – Днепропетровск: РИА «Днепр-VAL», 2004. – 33 с.
8. Булат А.Ф. К выбору строительных смесей для горных технологий [Текст] /А.Ф. Булат, Б.М. Усаченко, Л.В. Левченко // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАН Украины. – Днепропетровск, 2006. – Вып. 61. – С. 27-41.
9. Временная инструкция по охране выемочных выработок полосами из твердеющих материалов [Текст]. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1981. – 20 с.

© Булат А.Ф., Усаченко Б.М., Сергиенко В.Н., Ильяшов М.А., Кожушок О.Д.,
Агафонов А.В., 2009

Надійшла до редколегії 21.04.2009

JAROSŁAW BRODNY (Politechnika Śląska, Gliwice)

ROCK BURSTS IN COAL-MINES IN POLAND

Rock bursts are one of the fundamental hazards in coal-mining in Poland. The consequences of their occurrence can be tragic. A mining support that protects a staff's working environment is extremely exposed to the consequences of rock bursts. This article presents statistical data concerning rock bursts occurrence from the last 24 years, and their consequences. The analysis of this data indicates how important problem this phenomenon presents. Rock bursts are a serious hazard for a working environment in mining. They are also perceived by inhabitants living above ground

Introduction

A systematic mining exploitation of lower and lower coal seams, a huge intensity of the exploitation, and choosing such seams that occur in complicated mining as well as geologic places causes different types of hazard. Consequently, dynamic actions occur more wildly. From the viewpoint of the steel support, the rock bursts are the major hazards. Mining exploitation causes disturbing of the balance in a rock mass, which in consequence may cause rock bursts, as a result of new balance conditions in a rock mass. A reason, a character and a rock burst intensity depend on many factors, like geologic, exploitation or protection means used. However, depth of exploitation is a determinant element.

According to Polish law there are three very similar dynamic phenomena that occur in a rock mass. These are an earth tremor, an ease, and a rock burst. This distribution is based on the consequences caused by those phenomena.

A rock burst – a dynamic phenomenon caused by a rock mass tremor leading to a sudden damage of all or a part of an excavation. Consequently, its functionality is partly or completely lost and safety is worse.

Rock mass tremor – an energy discharge that is accumulated in a rock mass. It is revealed by rock mass tremors and acoustics. However, the functionality of the excavation and safety are not worse.

Easing in an excavation – means a dynamic phenomenon caused by a rock mass tremor leading to a damage of all or a part of an excavation. However, it does not lose its functionality and safety is not worse. Rock bursts hazard – the possibility of the rock bursts occurrence as a result of unfavourable geological and mining conditions in an excavation or in its surrounding.

Rock mass susceptibility to rock bursts – means an ability to accumulate energy in a rock mass or rocks and to its sudden release when their structure is changed or destroyed.

Easing in a seam – means taking such technical steps in this seam or in its surrounding, especially exploitation of neighbouring seams or making shoots causing destruction of a rock mass, which result inability to accumulate energy by this seam or make this ability smaller.

According to these definitions we may claim that both a rock burst and an ease are the derivatives of a rock mass tremor. These are specific burst cases causing particular effects in an excavation. Returning to the Polish law it also establishes three levels of rock bursts hazard in underground coal mines.

The first level includes the seams or their parts covering in a rock mass having a tendency to burst in which:

- there has been an ease
- there are no rock bursts after easing
- such study should be undertaken to confirm the efficiency of the ease

The second level includes the seams or their parts covering in a rock mass having a tendency to burst in which there has been no easing made by choosing a neighbouring seam.

However the research results and the expert's opinion motivate such rank due to both geologic and mining conditions, and geomechanical characteristics of the seam and the rocks surrounded.

The third level includes the seams or their parts covering in rock mass having a tendency to burst. Nevertheless, there has been no easing made by choosing a neighbouring seam or there has been a rock burst despite of the fact that the ease had been made earlier.

The mechanism of rock bursts origin

The problem of rock bursts is treated by many analysts in an analytic and experiencing way, based on laboratory experiments of mining material with a one-direction load. During pressing (in one-direction stress state) the dynamic disintegration of a sample occurs, however, it is not a rock burst. This process may be called destruction or a dynamic disintegration of a sample with a one-direction load. According to mining experiments, rock bursts occur in unspoiled rock mass, that is why the research should be undertaken in a three-direction stress state.

Such research was conducted in the Institute of Mining Mechanization [3]. The burst of a mining material was achieved in a laboratory for the first time. This research allowed us to discover the mechanism of bursts occurrence. The research was done in a three-direction stress state.

Achieving sufficiently high stress state components and then reduce one of them is the base for rock burst occurrence. As a result accumulated energy is released, what is called a physical explosion or an explosive burst.

Much research was done to discover the different factors having an influence on a minimal value of the stress state components. The rock burst occurs under these values.

Fig. 1 presents a model that shows a stress and deformation state, in what bursts in a roadway with a support occur [1].

Analyzing the mechanism of rock bursts origin it is needed to distinguish also such rock bursts, during which the roadways are filled and the support is destroyed as the result of rock mass crack (according to stress hypothesis). These rock bursts are called non-explosive.

In consideration of the direction, where the material was moved to the roadway from, rock bursts are divided into coming from:

- side walls
- a mining roof, a ceiling
- a floor or a bottom

According to [2] tectonic and mining bursts can be distinguished. Tectonic bursts are connected with active tectonic zones. Mining bursts occur as a result of currently doing or done mining works. They can be divided into stress, percussive, and both stress and percussive.

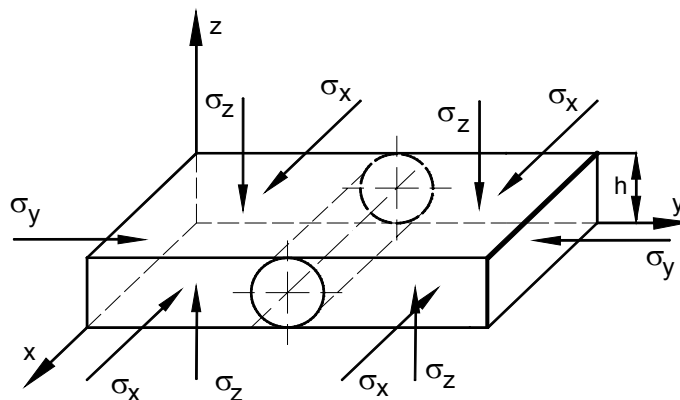


Fig. 1. A model of a seam load with a roadway during a sidewall burst.

Rock bursts and their consequences

Table 1 shows the section of rock bursts from the last 10 years taking the place of occurrence into account.

Table 1

Year	number of rock bursts	gates far from active working front	walls	longwall gates	walls together with longwall gates
1997	2	1	-	-	1
1998	5	2	1	2	-
1999	2	-	1	-	1
2000	2	2	-	-	-
2001	4	2	-	2	-
2002	4	-	-	4	-
2003	3	2	-	1	-
2004	3	1	-	-	2
2005	3	-	-	-	3
2006	4	-	-	1	3
2007	3	-	-	3	-
2008	3	-	-	3	-

Table 2 has juxtaposed the number of rock bursts and their consequences since 1990 till December 2007. The section includes rock bursts that occurred directly in the walls, in longwall gates without consequences in the walls, in the walls together with longwall gates, and in the walls being far from active working-front.

Fig. 2 shows the number of rock bursts from 1986 to 2008.

Decreasing tendency is shown clearly. This is the effect of a bigger care of safety during the exploitation of seams at risk of rock bursts.

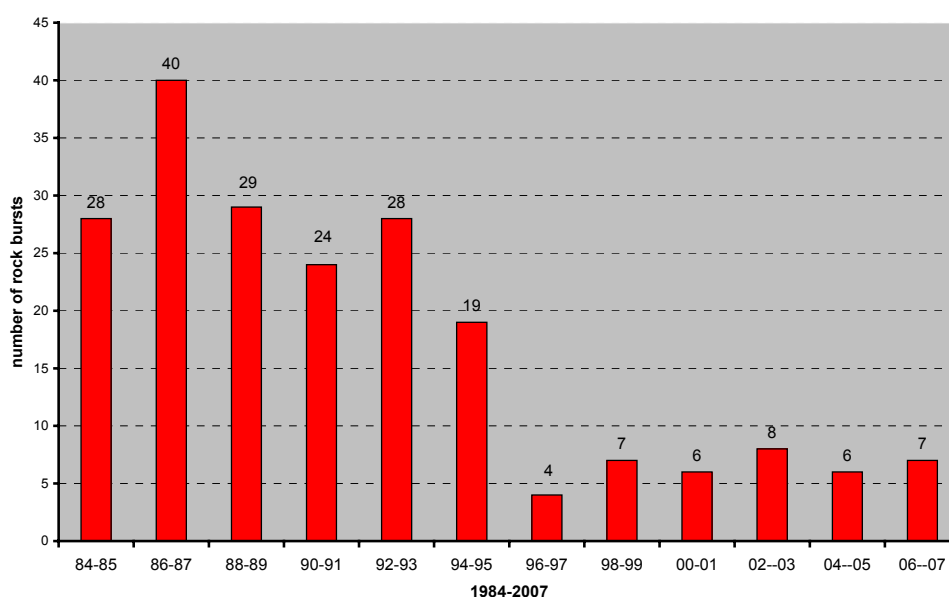


Fig. 2 Number of rock bursts from 1984 to 2007 (every two years).

Table 2

year	number of rock bursts	number of fatali- ties	number of injured casualties	collapsed excavation length (in metres)	damaged excava- tion length (in metres)
1986	27	21	75	203	2213
1987	13	7	42	318,5	1010
1988	14	3	44	118	1139
1989	15	7	56	121	1564
1990	16	6	30	102	1472
1991	8	6	16	16	838
1992	10	9	36	23	646
1993	18	9	28	1220	1739
1994	12	4	40	199	903
1995	7	6	34	251	651
1996	2	3	19	140	38
1997	2	0	6	0	169
1998	5	2	14	0	463
1999	2	1	2	0	199
2000	2	0	0	0	72
2001	4	2	19	0	723
2002	4	3	13	0	540
2003	4	2	16	110	145
2004	3	0	11	0	358
2005	3	1	12	0	270
2006	4	4	20	0	510
2007	3	0	10	0	530
2008	3	0	12	14	670

Conclusions

Rock bursts still are one of the most dangerous hazards in underground coal-mines. As we analyze above statistics concerned with a number of occurrences and their consequences we confirm that these events have been smaller lately, especially when fatalities are concerned. It is caused by more widespread burst prevention and long-term mining work projecting. A complex mining works projects used during exploitation of seams at risk have a particular meaning. Analyzing the consequences of rock bursts is needed to notice that the roadways are the most at risk. Unfortunately, their support are not resistant to dynamic forces occurring during a rock burst. The supports currently used are not a sufficient protection against bursts consequences. Analyzing the presented mechanism of rock bursts we need to claim that it is necessary to elaborate more efficient methods of monitoring the stress changes in a rock mass, in seams, and in excavations at risk. The theoretical analysis, the practice, and the experience in exploitation prove that rock bursts are the main reason causing the occurrence of dynamic phenomena in coal-mines. Rock bursts and tremors are the main reason generating

dynamic loads. Bursts are a major hazard for the above ground infrastructure as well as for people's comfort.

References

1. Brodny J. Brodny Jarosław: „Nośność obudowy chodnikowej a intensywność tąpnięcia”. Konferencja 2G i G. Zeszyty Naukowe, Politechniki Śląskiej. Górnictwo, 2004 Zeszyt .1650
2. Dubiński J. „Konopko W.: Tąpnięcia. Ocena. Prognoza. Zwalczenie. Wydawnictwo GIG. Katowice 2000 r.
3. Szuścik W., Zastawny E.: ”Zjawisko tąpnięcia materiału węglowego”. Przegląd górniczy. Nr 11. 1998r.

Надійшла до редколегії 02.04.2009

©Jarosław Brodny, 2009

УДК 622:504.03

КОСТЕНКО В.К., ШАФОРОСТОВА М.Н. (ДонНТУ)

ПРЕОДОЛЕНИЕ ПРОБЛЕМ УГОЛЬНОЙ ОТРАСЛИ МОДЕРНИЗАЦИЕЙ ПРОИЗВОДСТВА НА ОСНОВЕ СБАЛАНСИРОВАННОГО ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО И ЭКОЛОГО-ЭКОНОМИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ

Сформулированы и классифицированы проблемы развития угольной отрасли Украины. Предложены направления преодоления этих проблем на основе внедрения технологий комплексного использования ресурсов недр. Показаны выгоды от внедрения комплексного подхода, рационального недропользования и ресурсосбережения с технологической и эколого-экономической точек зрения.

The problems of coal industry development in Ukraine are formulated and classified. The authors suggest new ways of solving these problems by means of applying new techniques of multiple use of subsoil resources. This approach is shown to be the most appropriate one in terms of ecology and resource economy.

Уголь является одним из важнейших минеральных ресурсов для экономики нашего государства. В структуре топливно-энергетического баланса мирового хозяйства уголь составляет 31%. В 1990-х годах мировое потребление угля составляло более чем 2,3 млрд т в год. На экономически развитые и развивающиеся страны приходится приблизительно 540 млрд тонн условного топлива, в том числе 2/3 из них составляет уголь. Хотя угля значительно больше (67%), чем нефти (18%) и природного газа (15%), его запасы не безграничны. По прогнозам запасов угля должно хватить еще на 420 лет, но если потребление будет расти теперешними темпами, то их не хватит и на 200 лет [1].

Сегодня Украина занимает восьмое место по объемам разведанных запасов угля [2]. Геологические запасы страны составляют более чем 120 млрд. тонн, что в пересчете на нефть в 1,5 раза превышает наибольшие запасы нефти Ближнего Востока [3]. Необходимо отметить, что украинские промышленные запасы угля резко сократились из-за того, что в течение четверти века не обеспечивали необходимые объемы строительства новых и реконструкции действующих шахт. Кроме того, существенно снизились промзапасы угля в результате ликвидации нерентабельных шахт. По оценкам специалистов страна располагает балансовыми запасами на 7-10 лет при существующих тем-

пах угледобычи [4]. В настоящее время государство не располагает необходимыми для ускоренного развития основных фондов угольной промышленности финансами. Инвесторы не рискуют вкладывать средства в предприятия, для которых «точка безубыточности» находится в интервале 7-12 лет. Следует признать маловероятной возможность строительства крупных подземных угледобывающих предприятий в ближайшей перспективе и прогнозировать кризис энергоносителей в недалеком будущем.

В последние годы в стране наблюдается тенденция к снижению объемов его добычи – с 1990 года по 2008 год добыча угля снизилась больше, чем в два раза (табл.1).

Таблица 1 Добыча угля в Украине (по данным Министерство угольной промышленности)

Объем добычи угля, млн т/ год	2005	2006	2007	2008
Коксующийся	32,617	30,145	28,489	26,637
Энергетический	45,393	50,112	47,065	51,018

Это обусловлено значительным износом горношахтного оборудования (около 80%), что приводит к отставанию в подготовке новых очистных забоев и пуске новых лав. Использование изношенного оборудования способствует повышению аварийности и производственного травматизма, а также приводит к гибели шахтеров. Усложнение горно-геологических и горнотехнических условий разработки угольных месторождений определяет высокую себестоимость добываемого угля, что, в свою очередь, приводит к снижению расходов на социальные нужды горняков, сокращению затрат на экологические мероприятия.

Государство с каждым годом увеличивает финансовую помощь горнодобывающим предприятиям. По результатам аудита Счетной палаты Украины количество государственных средств, что приходится на 1 т добываемого угля, в 2007 году составляло 36,7 грн., а в 2008 году - 42,6 грн. (в государственном бюджете Украины для этого было заложено более чем 3,8 млрд грн.) [1]. Невзирая на бюджетные дотации, угольная отрасль остается в кризисном положении. Финансы используются неэффективно – государственные инвестиции расходуют на компенсацию растущих цен и тарифов, они не направляются на строительство новых шахт и приобретение высокотехнологического оборудования.

На фоне сокращения добычи угля, отмечается тенденция к снижению его качества – зольность энергетического угля составляет 40%, а международная норма равняется 25%. Если пересчитывать добытый уголь с учетом мировых стандартов к показателю зольности, то можно говорить о снижении объемов добычи на 12-14%.

Таким образом, можно обозначить следующие основные проблемы угольной отрасли:

1. Техничко-экономические:
 - невосполнение промышленных запасов угля;
 - износ основных фондов предприятий;
 - отсутствие капитальных и оборотных средств;
 - инвестиционная непривлекательность шахт.
2. Экологические:
 - негативное воздействие шахт на окружающую природную среду и отсутствие средств на мероприятия по его сокращению.
3. Социальные:
 - низкий уровень жизни трудящихся;

- сокращение рабочих мест (безработица).

В настоящее время уголь, невзирая на его высокую себестоимость, необходимо рассматривать как стратегический ресурс, использование которого значительно снижает энергетическую зависимость экономики Украины от других государств – его часть составляет от 65 до 90% в энергообеспечении страны. Для Украины использование угля является наиболее оптимальным путем удовлетворения, в течение следующего десятилетия, потребности в энергоносителях для промышленности с учетом запасов этого полезного ископаемого (общие – 117,3 млрд тонн, из которых 6,5 млрд т составляет промышленные запасы на действующих шахтах) и значительных изменений в цене на природный газ на мировом рынке [5]. Возможные для Украины последствия деградации угольной отрасли:

- энергетический кризис – отсутствие энергоресурсов, удорожание энергоносителей;
- уменьшение промышленного производства и конкурентоспособности отечественных товаров;
- сокращение экспорта металла, антрацитов, электроэнергии;
- снижение национальной безопасности;
- ухудшение уровня жизни населения;
- рост безработицы;
- обострение экологических проблем.

Решение большинства проблем, с которыми сталкивается горнодобывающее предприятие, зависит в большей степени от государственной политики в этой сфере и эффективности функционирования инструментов экономического механизма государственного управления недропользованием.

Задачами данного исследования являются: обоснование направлений совершенствования хозяйственной деятельности горнодобывающих предприятий с учетом принципов сбалансированного технологического и эколого-экономического развития на основе комплексного использования ресурсов недр.

Шахта в процессе своей деятельности выбрасывает загрязняющие вещества в атмосферу и гидросферу, сокращает земельные ресурсы, размещая на них твердые отходы. Для решения этих экологических проблем нужны значительные капитальные вложения, срок окупаемости этих затрат превышает десятилетие. Эффективность такого подхода к решению экологических проблем невелика. Поэтому целесообразно горнодобывающее предприятие рассматривать не только как производителя угля, а как комбинированное малоотходное производство. С нашей точки зрения для решения проблем развития угольной промышленности страны необходимо менять принципы управления отраслью и переходить к комплексному использованию недр. Реализация этих технологий позволяют получать дополнительный доход от неосновной своей деятельности, снизить себестоимость добываемого угля и уменьшить негативное воздействие на окружающую природную среду.

Сегодня говорить о шахтах как о привлекательных объектах для инвестирования довольно сложно. Если рассматривать шахту не только как предприятие по добыче угля, но и как источник получения дополнительной энергии, редких и ценных металлов, газов, а также очищенной воды, тогда возможно и необходимо говорить об инвестиционной привлекательности предприятий горнодобывающей промышленности. В этом случае инвестиционный риск уменьшается, а вероятность обеспечения стабильной прибыли - возрастает. В результате внедрения технологий комплексного использования недр (КИН) например, путем углубленной переработки угля можно получить следующие виды дополнительной продукции (рис. 1).

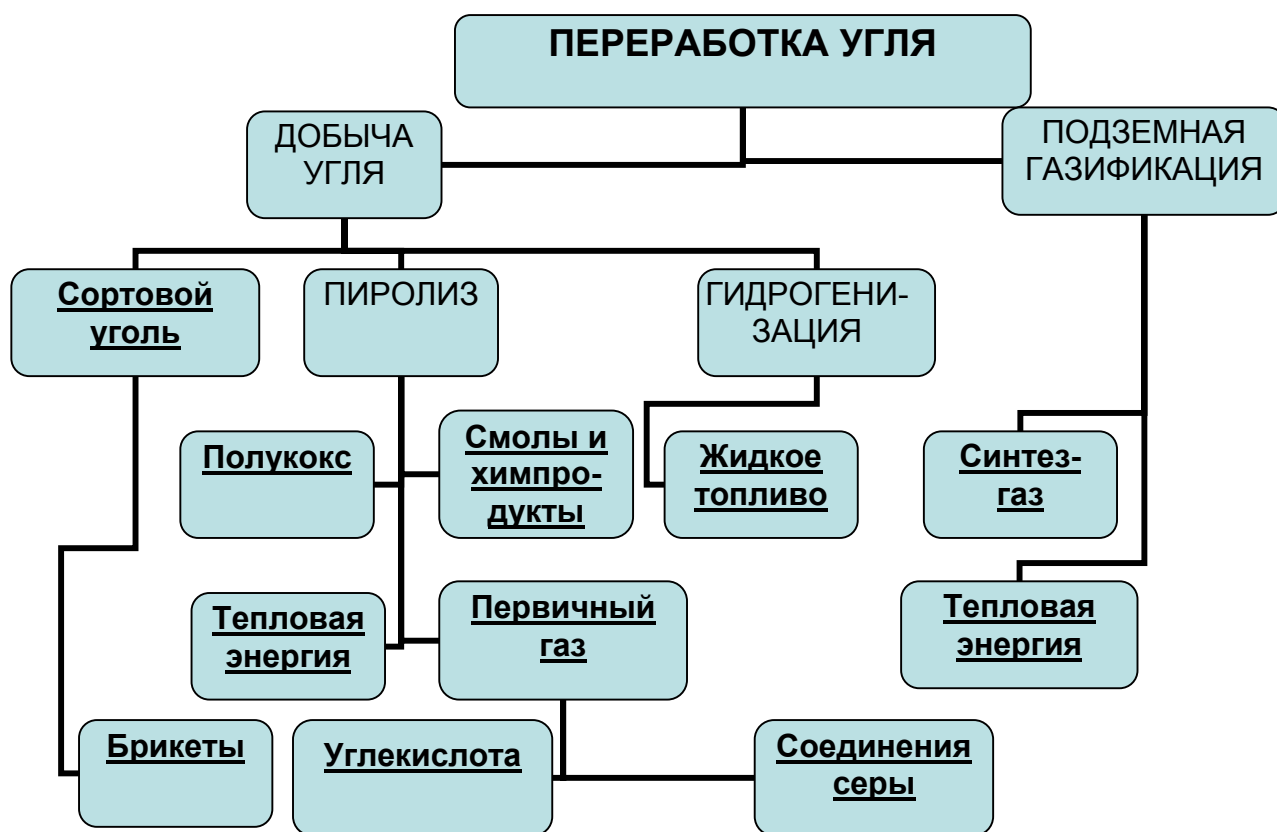


Рис. 1. Комплексный подход к переработке угля и продукции на его основе (товарные продукты подчеркнуты)

Реализовывая потребителю эту продукцию, предприятие получает следующие дополнительные результаты:

- снижение себестоимости продукции от основного производства на основе уменьшения расходов на энергетическую составляющую за счет использования собственных источников энергии;
- повышение дохода предприятия за счет реализации дополнительной продукции от внедрения новых технологий (товаров из отходов) или продажи отходов, которые являются сырьем для других производственных процессов);
- уменьшение суммы сбора за загрязнение окружающей среды на основе использования отходов в качестве сырья, что также приводит к снижению себестоимости продукции;
- повышение эффективности деятельности предприятия за счет комплексного и системного подхода к использованию природных ресурсов;
- снижение показателя вероятности чрезвычайных ситуаций и несчастных случаев на производстве в результате взрывов метана;
- использование шахтной воды на внутренние потребности предприятия как альтернативного источника водоснабжения, что приводит к снижению производственных расходов, или продажа излишков воды другим потребителям и получение дополнительного дохода.

Например, инвестиции во внедрение технологий по использованию геотермальной энергии недр, отходов угледобычи и метана (рис. 2) в хозяйственной деятельности позволяют получить горнодобывающему предприятию доход от неосновной деятель-

ности и снизить себестоимость угля. В Украине 52 шахты имеют дегазационное оборудование, средняя эффективность которого составляет 17%. В 2006 году в Донецкой области на 22 шахтах был использован 69,3 млн. куб. м шахтного метана из добытых 467,5 млн. куб. м, то есть только 14,8% [2].

По прогнозным оценкам Национальной академии наук Украины, в наших недрах залегают десятки миллиардов тонн низкосортных и забалансовых углей, которых при осуществлении подземной газификации вполне хватило бы, чтобы обеспечить страну энергией более чем на 100 лет. Генераторный синтез-газ может использоваться для энергетических целей – производства электроэнергии, пара, горячей воды. В 11 областях Украины расположено 156 участков, удовлетворяющих критериям горно-геологических условий газификации угольных пластов с 20 млрд тонн запасов углей, из них 27 участков находится в Донецкой области с запасами 2,5 млрд тонн. Кроме того, имеющийся в стране научно-технический потенциал позволяет организовать собственное производство соответствующих газификационных установок. По данным НАН Украины в институте геологии и геохимии горючих ископаемых уже есть солидные разработки по созданию технологий наземной и подземной газификации угля [6].

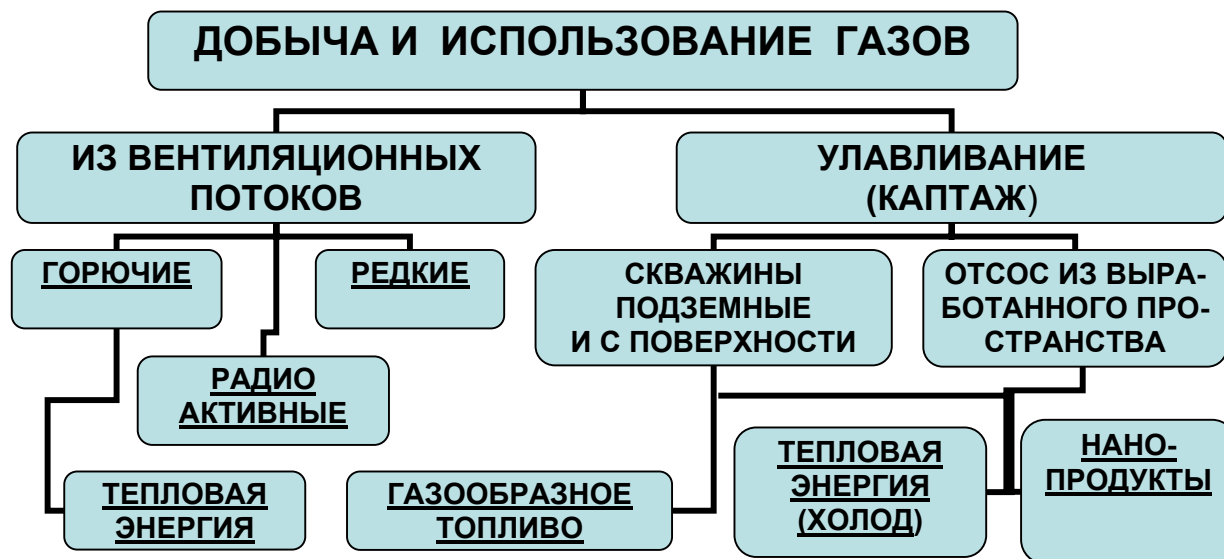


Рис. 2. Комплексное использование шахтных газов

В процессе проводимой реструктуризации угольной промышленности в Украине на это технологическое решение стоит обратить пристальное внимание, учитывая значительное количество оставленных нерабочих пластов. Восстановление производственной деятельности для доработки этих пластов обычным способом экономически не эффективно, а проведение подземной газификации позволит получить эколого-экономический эффект [9].

Шахтную воду, которую откачивают из закрытой шахты, можно использовать в качестве теплоносителя или очищать и направлять на бытовые нужды. Таким образом, извлечение из недр различных ресурсов, кроме угля, и их использование для собственных нужд или реализация другим потребителям дает возможность предприятию значительно снижать себестоимость конечной продукции и получать дополнительный доход. При этом экономия на капитальных затратах для внедрения технологий КИН будет значительна ввиду возможности использования уже существующих основных производственных средств предприятий (после модернизации). Кроме того, текущие затраты будут снижены за счет экономии средств на приобретение энергоресурсов для обеспечения хозяйственной деятельности предприятия [7].

Энергетические проблемы государства заставляют обращать все более пристальное внимание на поиск альтернативных энергетических ресурсов. К таким ресурсам относится термальная энергия глубоких шахт (рис. 3) [10,11].

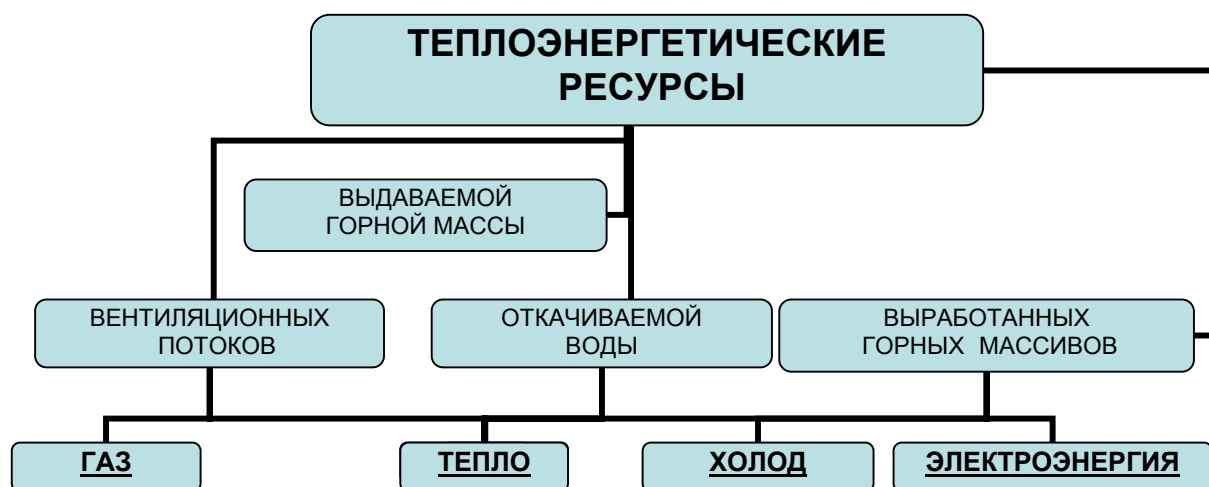


Рис 3. Энергетические ресурсы глубоких шахт

Результатом использования выработанного пространства шахты является получение продукции (газа, тепла, холода, электроэнергии). Реализация этой продукции позволит увеличить доход предприятия, а использование внутри предприятия – снизить себестоимость производимой продукции.

Использование породы необходимо рассматривать в нескольких направлениях:

- для закладки выработанного пространства шахт;
- извлекать ценные руды;
- производить строительные материалы.

Отходы, которые накапливаются в породных отвалах, имеют значительный энергетический, сырьевой и ресурсный потенциал и поэтому могут стать источником дешевого сырья для строительной и автодорожной промышленности. Это позволяет решать как экологические проблемы, так и получить дополнительный доход от реализации продукции, изготовленной из породы.

Например, целесообразным является внедрение технологии производства органо-минеральных смесей на основе горелой отвальной массы как наполнителя для асфальтобетона, используемого для дорожного строительства. Известно, что в качестве наполнителя для изготовления асфальтобетона используется также гранитный щебень и гранитный отсев. Экономический анализ показывает, что органо-минеральные смеси на основе горелых пород, используемые в качестве наполнителя для асфальтобетона, больше конкурентоспособные, чем гранитный щебень, который привозится в Донбасс из других регионов [8]. Они дают следующие преимущества:

- утилизация отвалов шахт приводит к улучшению экологической ситуации (породные отвалы занимают значительную площадь, снижают плодородие почв, загрязняют атмосферу, ухудшают ландшафт промышленных районов);
- снижение себестоимости дорожных работ;
- улучшение качества дорожного покрытия.

При дроблении горелых пород для производства органо-минеральных смесей используют крупные фракции. Мелкие фракции отсеваются и их можно использовать,

например, в производстве пенобетона или шлакобетона. То есть, идет речь о малоотходном производстве и повышении эффективности деятельности предприятия.

Сокращая количество отходов, мы сохраняем значительные земельные ресурсы и увеличиваем потенциальный доход собственника, размещая вместо терриконов, например, сельскохозяйственные угодья или какое-либо производство. Конечно, эти земли могут быть использованы и без экономической выгоды, а с преследованием интересов всего общества, например, путем обустройства заповедника или лесопарка для отдыха населения.

Таким образом, комплексный подход к использованию ресурсов недр дает возможность получить социально-экономический и экологический эффекты и не рассматривать горнодобывающее предприятие только как источник получения угля и как дотационную единицу промышленности [12].

В качестве стимула для внедрения технологий КИН следует рассматривать различные фискальные методы, в том числе налоговые льготы для таких субъектов хозяйственной деятельности. То есть, мотивационным условием для инвестирования средств в проекты КИН являются изменения в порядок налогообложения прибыли горнодобывающих предприятий и механизмы формирования их финансовой и статистической отчетности.

Для мотивации деятельности по энергосбережению и внедрению технологий КИН считаем целесообразным использование следующих инструментов:

1. Предоставить льготы по налогу на прибыль тем предприятиям, которые будут внедрять технологии по комплексному использованию недр. Льгота должна быть существенной (меньше существующей сегодня ставки налога (25%) примерно в два раза) и предоставляться на конкретный срок (либо на срок окупаемости проекта, либо на более длительный срок в зависимости от внедряемых технологических решений).

2. С целью значительного снижения капитальных затрат на приобретение необходимого для КИН оборудования следует упразднить пошлины при импорте данной техники и налог на добавленную стоимость на нее.

3. Кроме фискальных методов необходимо разработать эффективный механизм банковского кредитования предприятий, которые имеют намерения внедрить технологии КИН. То есть, кредитные ставки, которые предлагаются отечественными банками, должны учитывать целевое назначение кредита – в случае использования средств для приобретения технологий и оборудования по комплексному использованию недр предоставлять льготные кредитные ставки и условия кредитования.

4. Также считаем возможным и целесообразным разработать организационно-правовой механизм использования средств из бюджетных экологических фондов, так как внедрение технологий КИН позволит получить значительный экологический эффект. Эти средства можно направлять на целевое финансирование или рассматривать как предоставление экологического кредита со стороны государства с помощью его финансовых учреждений.

Выводы.

1. Модернизация технологических процессов на угледобывающих предприятиях на основе комплексного освоения и использования ресурсов недр может способствовать:

- преодолению дефицита оборотных и капитальных средств за счет получения доходов от реализации дополнительной продукции;
- повышению инвестиционной привлекательности предприятий угольной отрасли ввиду перспективы получения большей прибыли за меньший срок;
- обновлению основных фондов предприятий и подготовке новых выемочных полей и горизонтов

Использование ресурсосберегающих технологий добычи и переработки угля позволит резко уменьшить негативное воздействие угледобывающих предприятий на окружающую природную среду, а именно снизить выбросы парниковых газов, улучшить качество отводимой воды, меньше расходовать невозполнимые ресурсы на добычу угля, улучшить обращение арендуемыми у государства земельными и горными отводами.

3. Применение технологий комплексного использования природных ресурсов открывает возможности создания новых рабочих мест в депрессивных угледобывающих регионах, улучшению условий и повышению уровня жизни населения.

Библіографічний список:

1. Шевченко Н. Шахт маты / Н. Шевченко // Бизнес. – 2008, № 6. – С. 110-114.
2. Латук О. Вугілля проти життя [Електронний ресурс] / О. Латук // Режим доступу www.day.kiev.ua
3. Пешко А.В. Концепция программы «Повышение эффективности использования энергоресурсов Украины» / А.В. Пешко, Н.Г. Белопольский, Д.К. Турченко – К. – 2005. – 55 с.
4. Амоша А.И. Комплексное освоение угольных месторождений Донецкой области / А.И. Амоша, В.И. Логвиненко, В.Г. Гринев. – Донецк: ИЭП НАН Украины, 2007. – 176 с.
5. Заїка А. Мати ощадливості / А. Заїка // Бізнес. – 2007. – № 51(778). – С. 46-50.
6. Кулешов В.М. Расточительная бедность / В.М. Кулешов // Панорама. – 2008, № 49. – С.10.
7. Kostenko V. Rational use of bowels – a way to the decision of ecological, social and economic problems of coal-mining branch / V. Kostenko, M. Shaforostova // Zeszyty naukowe politechniki Slaskiej, seria: Gornictwo, 2008, № 1798, P. 431-439.
8. Севостьянова С.И. Улучшение экономической деятельности предприятия за счет использования вторичных ресурсов и отходов / С.И. Севостьянова, Ю.В. Хомкалова // Зб. наук. праць «Економічні проблеми розвитку регіону і управління ефективністю діяльності промислових підприємств», серія «Економіка». – Т. IV. – Вип. 22. – Донецьк: ДонДАУ, 2003. – С. 127-133.
9. Костенко В.К. Извлечение геотермальной энергии из выработанных массивов угольных шахт / В.К. Костенко // Геотехнологии и управление производством XXI века. Монография, т.2. - Донецк, ДонНТУ, 2006. – С. 236-239.
10. Костенко В.К. Перспектива повышения эффективности работы глубоких угольных шахт / В.К. Костенко // Уголь Украины. – 2007. – № 6. – С.5-7.
11. Патент на корисну модель № 17751, МПК F24 J3/08. Спосіб одержання геотермальної енергії. Костенко В.К., Костенко О.В., Костенко Т.В. – Опубл. 16.10. 2006. Бюл. № 10.
12. Шафоростова М.М. Організаційно-економічні інструменти ефективного надрокористування / М.М. Шафоростова // Проблеми екології. – Донецьк: ДонНТУ, 2007. – № 1,2. – С. 139-143.

Надійшла до редколегії 24.03.2009

© Костенко В.К., Шафоростова М.Н., 2009

УДК 622.281.74

КАСЬЯН Н.Н., ПЕТРЕНКО Ю.А., НОВИКОВ А.О., ШЕСТОПАЛОВ И.Н. (ДонНТУ)

О ДЕФОРМИРОВАНИИ МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК С АНКЕРНЫМ КРЕПЛЕНИЕМ

В статье описаны результаты натурных наблюдений за смещениями породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением.

The article describes in-situ observation of rock mass displacement; the rock mass contains development workings with anchor support.

Постановка проблемы. Угольная промышленность – одна из ведущих отраслей народного хозяйства, важнейшая задача, которая в условиях рыночной экономики состоит в повышении эффективности производства и снижении себестоимости продук-

ции. К 2010 году намечено увеличить добычу угля до 100 млн.т. За последние годы правительством Украины разработаны и утверждены две программы, цель которых – повысить эффективность работы угольной промышленности. Это «Програма реформування і фінансового оздоровлення підприємств вугільної промисловості на 2000-й рік» и «Українське вугілля». Выполнение этих программ, направленных на внедрение в угольной промышленности передовых технологий, обеспечило бы поступательное развитие экономики всей страны. В настоящее время техническое состояние шахтного фонда угольной промышленности Украины продолжает ухудшаться. Так, около 80% угольных шахт работают без реконструкции более 20 лет, причем третья часть из них введена в эксплуатацию в довоенный период. Учитывая то обстоятельство, что последние 14 лет ежегодно терялось 7,6 млн. тонн производственных мощностей, для выполнения поставленных перед отраслью задач необходимо резко увеличить объемы проведения горных выработок, среди которых 70-80% занимают вскрывающие и подготовительные. За последние 20 лет количество шахт, ведущих разработку угля на глубине более 700 м, выросло в 2 раза.

Увеличение глубины разработки угольных пластов, развитие на них очистных работ приводит к интенсивному воздействию горного давления на устойчивость подземных выработок через различные формы его проявления, которые зависят от совокупности влияния целого ряда горно-геологических и горнотехнических факторов, присущих условиям каждой шахты. Несмотря на снижение протяженности горных выработок угольных шахт Украинского Донбасса в связи с их закрытием за последние годы и увеличением затрат на ремонт этих выработок, состояние последних не улучшается. В среднем, 15% из них по протяженности на конец каждого года не удовлетворяет эксплуатационным требованиям. Одной из основных причин такого положения является высокая трудоемкость работ по содержанию выработок при весьма низком (1,5-2%) уровне их механизации.

На сегодняшний день около 90% поддерживаемых на шахтах выработок закреплены металлической арочной податливой крепью. Более половины от протяженности этих выработок деформирована.

Как система крепления арочная крепь имеет ряд недостатков. Фактически она не поддерживает выработку до тех пор, пока вмещающие породы не разрушатся и не начнут смещаться в выработку, нагружая рамы крепи. То есть, крепь работает в пассивном режиме и не препятствует разрушению вмещающего массива. Кроме этого основными недостатками применения арочной крепи являются:

1. Большая металлоемкость.
2. Крепь не включается в работу сразу после обнажения породного контура выработки.
3. Невозможность полной механизации процесса крепления (затяжка рам и забутовка крепного пространства производится вручную. Трудоемкость процесса крепления выработки арочной крепью достигает 80% от общей трудоемкости проведения выработки).
4. Традиционная конструкция арочной крепи не соответствует условиям ее нагружения (нет соосности между направлением податливости крепи и направлением наибольших смещений контура выработки).

Кардинально улучшить технические и экономические показатели работы шахт, а также состояние горных выработок можно путем применения анкерной крепи. На угольных шахтах за рубежом происходит неуклонное увеличение объемов применения анкерного крепления, доля которого уже сегодня составляет: Австралия – 87%, КНР -83 %, США -52 %. Это позволяет в 5–10 раз уменьшить расход металлопроката, бетона, леса; в 3–5 раз повысить производительность работ при креплении выработок; в 2–3 раза повысить темпы проходки; вдвое сократить затраты на крепление и поддержание крепи в рабочем состоянии в период эксплуатации.

Так, например, применение анкерного крепления на шахтах Великобритании позволило снизить долю затрат на проведение выработок в себестоимости 1 т угля с 42% при металлоарочном креплении до 15% при анкерном креплении. При этом темпы проведения выработок составили 650-680 м/месяц.

Обзор последних исследований и публикаций по данной проблеме

Для широкого внедрения мирового опыта на шахтах Украины по приказу министра угольной промышленности в 1997 году была создана программа «Анкер», в которой одним из приоритетных направлений снижения затрат на добычу угля есть разработка, изготовление и внедрение новых технологий использования анкерной крепи. Главной организацией по реализации этой программы назначен ИГТМ НАН Украины, на базе которого создан «Центр анкерного крепления». Несмотря на определенные успехи в деятельности «Центра» (популяризация анкерного крепления, издание учебно-методической литературы и т.п.), объем крепления выработок анкерной крепью в настоящее время составляет не более 70 км. На наш взгляд, основной причиной, препятствующей широкому внедрению анкерной крепи на шахтах Украины является недостаточное понимание ее роли в процессе поддержания выработки и как следствие, отсутствие нормативной базы по обоснованию параметров анкерной крепи. В настоящее время расчет параметров анкерной крепи производится в соответствии с требованиями нормативных документов [1,2,3,4], в основу которых положены представления об анкерной крепи как о несущей конструкции, работающей по схемам «Подшивка» и «Сшивка». Исходя из такого понимания механизма работы анкерной крепи, расчет ее параметров производится по методике, предполагающей, что нагрузка на крепь формируется за счет разрушения вмещающего выработку массива и смещений пород в полость выработки. Это приводит к ограничению области применения анкерной крепи второй категорией устойчивости выработок (смещения контура не превышают 200 мм) и завышению значений плотности установки анкеров, что делает применение анкерной крепи экономически не целесообразным.

В научно-технической литературе представлено большое количество результатов исследований характера взаимодействия различных конструкций крепи (в том числе и анкерной) с массивом. Это работы А.П.Широкова, В.Т.Глушко, А.А.Борисова, Н.И.Мельникова, Л.М. Ерофеева, А.Н.Зорина, Б.К.Чукуна, А.В. Ремезова, И.А.Юрченко, А.Н.Шашенко, В.В.Виноградова, А.Югона, А.Коста и др. В них достаточно глубоко исследованы механизм формирования нагрузки на рамные крепи, особенности и закономерности деформирования вмещающего выработку массива. Однако, в работах, посвященных анкерному креплению, в основном рассмотрены вопросы конструкции анкеров, технологии их возведения и расчета параметров. При этом анкера рассматриваются как несущие конструкции, без учета особенностей их взаимодействия с вмещающим массивом.

Основные результаты исследований

С целью изучения особенностей деформирования массива, в окрестности подготовительных выработок с анкерным креплением, авторами статьи были проводятся шахтные инструментальные наблюдения за смещениями пород в подготовительных выработках по пластам k_8^H , m_5^{1B} и m_4^0 шахты «Добропольская» [5,6,7]. Наблюдения за состоянием выработок и вмещающих пород проводятся с момента их проведения. Состояние выработок оценивалось визуально, а характер деформирования вмещающих пород – путем наблюдения за смещениями глубинных реперов. Всего в выработках было оборудовано 23 замерных станции, наблюдения на которых осуществляются в течение трех лет и в настоящее время продолжаются.

В качестве примера познакомимся с результатами наблюдений в шестом северном конвейерном штреке пласта m_5^{1B} горизонта 450 м. Выработка длиной 1840 м про-

ведена комбайном со средней скоростью 280 м/мес. При отработке лав по пласту m_5^{1B} на шахте применяется столбовая система разработки с выемкой столбов по простиранию.

Непосредственная кровля пласта представлена алевролитом, малоустойчивым БЗ со свойствами близкими к аргиллиту. Выше залегает песчаник средней крепости. Еще выше - аргиллит средней крепости, малоустойчивый (БЗ). Угольный пласт m_5^{1B} сложного строения, общей мощностью от 1,10 до 1,40 м и прочностью на сжатие 15 МПа. Угол падения – 10 градусов. Непосредственно в почве пласта залегает аргиллит средней крепости, среднеустойчивый (П2). Основная почва - песчаник средней крепости.

Выработка закреплена связной анкерной крепью со стороны кровли. Плотность установки сталеполимерных анкеров в кровлю – 1,0 анк/м². Сечение выработки – прямоугольное. Анкеры длиной 2,4 м устанавливались в забое выработки под подхват из СВП-22 длиной 4,0 м. Выработка пройдена с нижней подрывкой, максимальная глубина которой составляла 1,5 м. В течение всего периода наблюдений замерные станции находились вне зоны влияния очистного забоя.

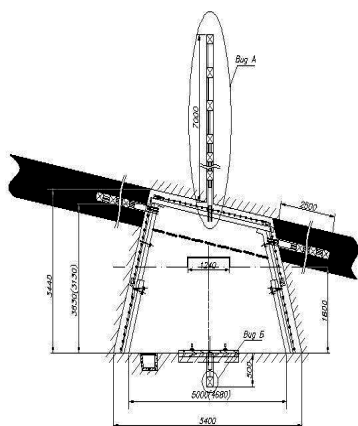


Рис. 1. Схема установки глубинных реперов на замерной

В кровле и боках выработки, в пределах пикетов 62, 72 и 89 было заложено 6 комплексных замерных станций, оборудованных глубинными и контурными реперами (рис. 1). Замерные станции оборудовались непосредственно в забое выработки.

Каждая станция представляла собой 3 скважины глубиной до 7 м, пробуренные в кровлю и бока выработки, оборудованные глубинными реперами, и один контурный репер в почву выработки. Расстояние между центрами глубинных реперов в скважине составляло от 0,3 до 0,5 м. Измерения проводились с помощью рулетки конструкции ВНИМИ (погрешность измерения рулеткой $\pm 0,5$ мм). Производство замеров на станциях производилось в соответствии с методикой ВНИМИ [8]. Для изучения процесса развития деформаций во вмещающем выработку массиве, строились графики смещений глубинных реперов

в скважинах, пробуренных в кровле и боках, в направлении от контура выработки вглубь массива, а также графики изменения коэффициента разрыхления на участках между реперами (рис. 2-9). Поскольку характер смещений реперов на замерных станциях существенно не отличается, а объем статьи ограничен, приведем наиболее характерные графики.

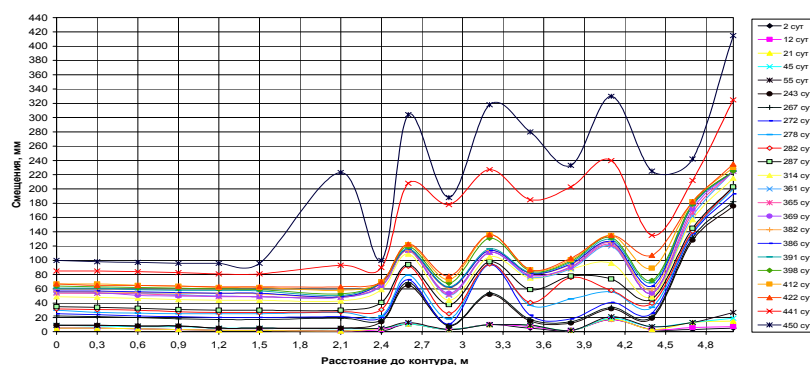


Рис.2. Графики смещений глубинных реперов в кровле выработки на замерной станции №3

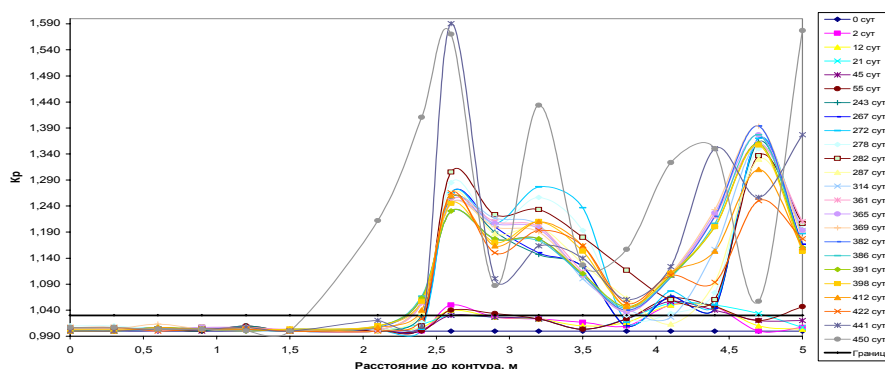


Рис.3. Графики изменения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в кровле выработки на замерной станции №3

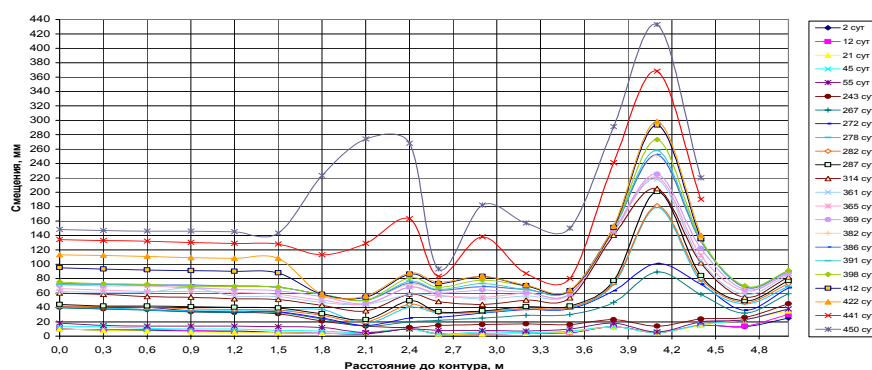


Рис.4. Графики смещений глубинных реперов в кровле выработки на замерной станции №4

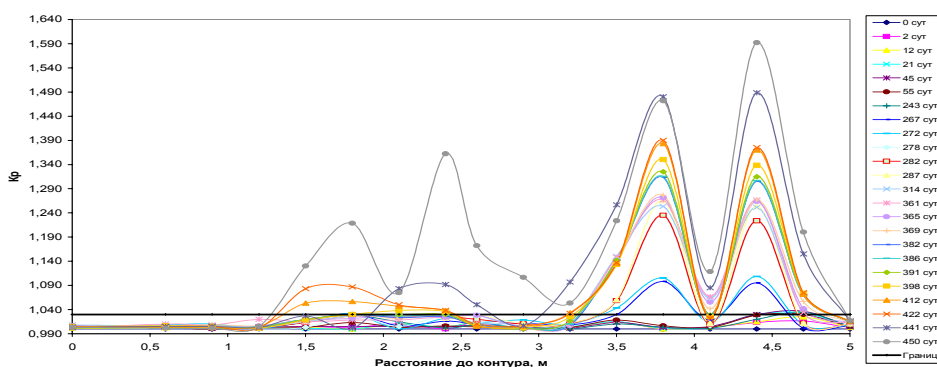


Рис.5. Графики изменения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в кровле выработки на замерной станции №4

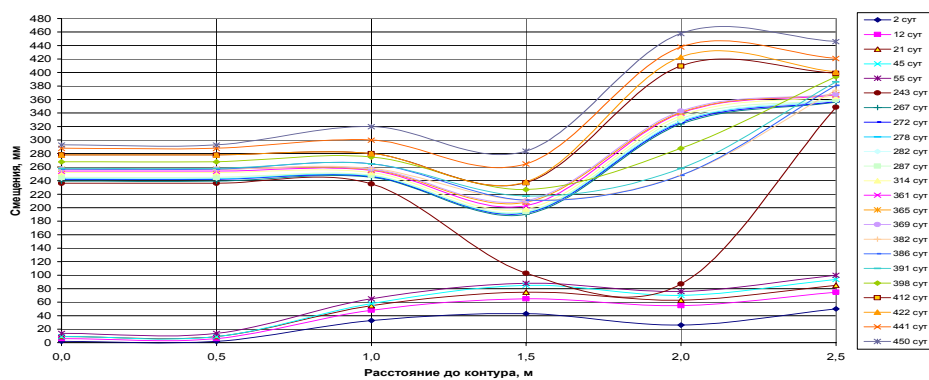


Рис.6. Графики смещений реперов в боках вироботки на замерной станції № 3

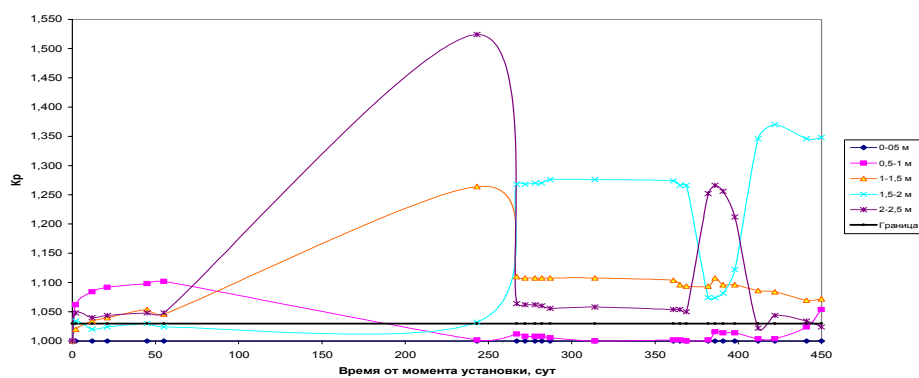


Рис.7. Графики изменения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в боках вироботки на замерной станції №3 во времени

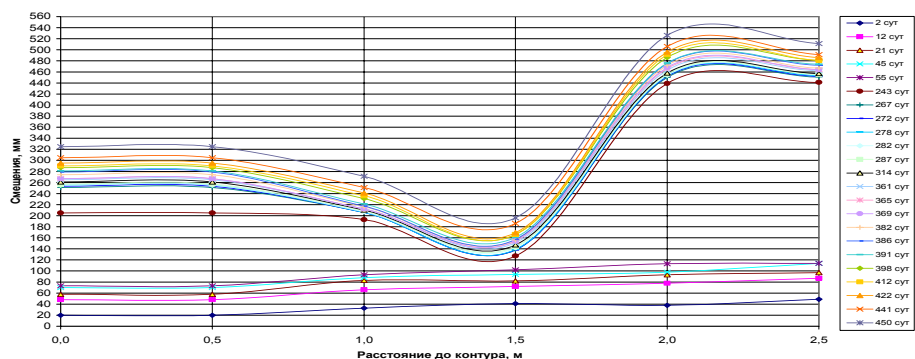


Рис.8. Графики смещений реперов в боках вироботки на замерной станції № 4

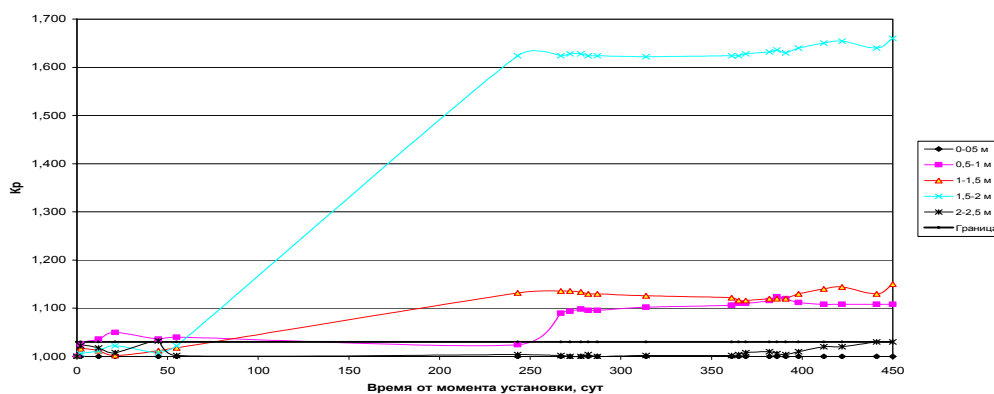


Рис 9. Графики изменения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в боках выработки на замерной станции №4 во времени

Породы, на участке скважины между глубинными реперами считались разрушенными, если величина относительных деформаций (коэффициента разрыхления пород) превышала предельное значение. Согласно исследованиям, проведенным в МГИ под руководством И.Л. Черняка [9] предельные относительные деформации для глинистого сланца составляют 3×10^{-2} , а для песчаного сланца 2×10^{-2} .

Как видно из данных представленных на рис.2,3,6,7 уже на вторые сутки наблюдений, разрушения пород в боках выработки произошли на расстоянии 0,5-1,0 м и 2,0-2,5 м от контура. В кровле выработки, в это же время произошло разрушение пород на участках скважины, удаленных на 2,6-2,9 м и 4,1-4,7 м. На сорок пятые сутки наблюдений, наибольшие значения коэффициентов разрыхления зафиксированы по всей длине боковой скважины (от 0,5 до 2,5 м). В вертикальной скважине, за этот период, значительные деформации происходят на участке скважины, удаленной от контура на 3,5-5,0 м. К пятьдесят пятым суткам наблюдений разрушения пород в кровле продолжают на этих же участках и распространяются вглубь массива на участки 2,4-2,6 м и 4,7-5,0 м. В дальнейшем происходит распространение деформаций вглубь массива в боках выработки, которое сопровождается разрушением пород кровли на участке вертикальной скважины 1,5-2,4 м, в направлении к контуру выработки. На 450 сутки наблюдений разрушением охвачены породы, удаленные на 1,5-5,0 м от контура в кровлю и на 0,8 – 2,5 м в бока.

Анализируя графики, представленные на рис.4,5,8,9 можно заметить, что на вторые сутки наблюдений разрушения пород в боках выработки произошли на удалении 0,5-1,0 м и 2,0-2,5 м от контура. В этот же период, в кровле выработки, разрушения имели место на участках 2,4-2,6 м; 3,5-4,4 м и 4,7-5,0 м. Как показали дальнейшие наблюдения, продолжающиеся разрушения пород в боках на участках 0,5-1,0 м и 1,5-2,0 м сопровождались запредельным деформированием пород кровли на участках 2,4-2,6 м и 3,5-5,0 м. На 55 сутки наблюдений, породы на участке боковой скважины 0,5-2,0 м от контура были разрушены. Это привело к разрушению пород в кровле на удалении 1,8-2,1 м от контура и дальнейшему разрыхлению пород на уже разрушенных участках. Продолжающиеся интенсивные разрушения пород в боках выработки на удалении 0,5-1,0 м и 1,5-2,0 м к 450 суткам наблюдений привели к распространению запредельных деформаций в кровле на удалении 1,5-2,6 м и 3,5-5,0 м от контура.

За период наблюдений 361-589 суток смещения контура на замерных станциях составили: от 67 до 150 мм со стороны кровли и 95 – 325 мм – со стороны боков выработки. Интенсивные смещения пород со стороны боков выработки приводили к разрушениям стоек крепи и пластическим деформациям угольного массива в сторону подхватов.

Выводы. В результате выполненных исследований [5,6,7] были установлены следующие особенности деформирования вмещающих пород. До момента начала ведения очистных работ, деформации контура выработок не значительные. Максимальные смещения кровли составляют до 180 мм, а боков – до 365 мм. В целом, состояние выработок хорошее. Деформирование пород в глубине массива носит следующий характер. До момента включения анкеров в работу (2-8 суток) разрушения в кровле происходят от контура выработки на глубину до 0,5 м. Затем, разрушаются породы в глубине массива, за пределами заанкерванной области. Заанкерванная область пород практически не разрушается, при этом, наибольшие смещения породного обнажения в кровле выработки наблюдаются посередине пролета (происходит плавный прогиб), а вблизи стенок – образуются пластические шарниры. В боках выработки разрушения пласта и пород происходят на глубину до 2,5 м и проявляются в виде выдавливания верхней пачки угля и пород непосредственной почвы пласта. Очевидно, это связано с наличием в боках выработки слабых вмещающих пород. При этом деформирование носит пластический характер.

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. КД 12.01.01.201-98. Расположение, охрана и поддержание горных выработок при отработке угольных пластов на шахтах. Методические указания, 1998. – 149 с.
3. КД 12.01.01.501-98. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования.
4. СОУ-П 10.1.05411357.010. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерным креплением. Общие технические требования, 2007. – 62 с.
5. Результаты внедрения анкерных систем для поддержания горных выработок на шахте «Добропольская»./ Плетнев В.А., Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Сахно И.Г. // Геотехнологии и управление производством XXI века. Монография в 2-х томах. ДонНТУ, ДЦНПО, 2006.- с.39-44.
6. Новиков А.О. Исследование особенностей деформирования породного массива, вмещающего выработку, закрепленную анкерной крепью/ Новиков А.О., Сахно И.Г.// Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНТУ, 2007. – №1. – С. 82-88.
7. Новиков А.О. Об особенностях деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением /Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Шестопалов И.Н. //Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНТУ, 2008. – №1. – С.120-129.
8. Методические указания по исследованию горного давления на угольных и сланцевых шахтах. – Л.: ВНИМИ. – 1973. – 102с.
9. Черняк И.Л. Повышение устойчивости подготовительных выработок/ Черняк И.Л. . – М.: Недра, 1993. – 256с.

© Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Шестопалов И.Н., 2009
Надійшла до редколегії 28.01.2009.

MARIAN TUREK (Central Mining Institute Katowice, Poland)

SOME ASPECTS OF USE OF THE SCENARIO METHOD FOR THE CONSTRUCTION OF A STRATEGIC PLAN OF THE HARD COAL SECTOR

Основная задача каждого предприятия - рост его эффективности и стоимости (value), особенно с точки зрения владельца. Этот принцип полностью применим к угольным предприятиям, несмотря на то, что не всегда на это сориентированы и государственные органы, и менеджмент этих предприятий. Стоимость угольного предприятия зависит от многих факторов, особенно от горно-геологических условий разработки, от применяемых технологий и колебаний экономических условий на внут-

ренних и иностранных рынках. Для адаптации предприятий к окружающим условиям необходима разработка стратегией для эффективной работы. Для создания подобных стратегий и их обновления представляется весьма полезным использование метода сценариев.

Introduction. There is no doubt that the basic objective of each enterprise is the growth of its value, especially from the viewpoint of the owner. This principle concerns also mining enterprises, in spite of the fact that not always this rule is perceived both by the “state treasury” and their managements. However, the functioning of mining enterprises should be assessed from the viewpoint of creation of their values, independently if we intend to sell them immediately or in the further future, if the subject of selling will be the entirety or part of the enterprise. The value of a mining enterprise depends on many factors, especially on occurrence conditions of deposits, in which extraction is conducted, on applied technologies or sensibility of economic factors on domestic and foreign markets. For the adaptation of enterprises to the surroundings conditions it is necessary to possess a strategy for the entire group of enterprises. For its construction and updating seems useful the scenario method.

The essence of such approach is the determination of a considered and compact series of events in dynamic changes of mining enterprises in the adopted time horizon (e.g. until 2020). The effect of this work should be the verbal description by help of qualitative features of the investigated system in the assumed time perspective. This description should be supplemented with numerical data, determined on the basis of prognostic models. Thus legitimate seems the assumption of the following procedure of investigation objective realization:

- 1) completing, if it is possible, of a list of a event set in the initial state and events being possible in the assumed time horizon,
- 2) determination of probabilities of events and probabilities of the time of their occurrence, from the aspect of the adopted time horizon,
- 3) determination of interaction between the elements and system and the surroundings, i.e. changes of probabilities and time of occurrence of the given event in consequence of appearance of any of these events,
- 4) selection of the leading scenario, the so-called turning-point,
- 5) construction of the basic scenario,
- 6) construction of alternative scenarios,
- 7) assessment of scenarios on account of the possibility of their occurrence.

The realization of the task, i.e. the construction of development scenarios of such complicated system, requires a great interdisciplinary research team and large group of experts, which will cooperate with the research team. Necessary is always a wide initial base of quantitative and qualitative data relating to the structure of the mining production process and conditions, in which mining enterprises are functioning.

Scope and way of scenario construction

The set of investigated information should contain data regarding the past and current situation of the entire branch and its components, as well as multi-variant predictions, constructed in the course of application of at least classic prediction methods. The co-authors of the scenario must have at their disposal suitable calculation instruments in order to carry out manifold simulations, using prognostic models. The research team fulfils the role of cooperation coordinator with appointed expert groups for many partial research plots. In the course of many time organized sessions the team should univocally obtain the opinions of expert groups regarding the following problems:

- creation of the system’s element list,
- determination of probability of events and time of their occurrence,
- determination of interaction between the elements and the system, and the surroundings,

- selection of the leading event.

The created expert groups have access to the package of programmes with different prediction techniques, collected by the data base team. The contacts of the research team with the group of experts take place in the course of conferences using the electronic post according to determined rules and defining of the way of opinion quantification. The agreed expert opinions are treated as the base to create scenarios through the research team. The initial version of the scenario constitutes the modified by expert opinions, initial scheme of quantitative connections of system elements in the period covered by the prediction. In the next step should originate the quantitatively presented scenarios grouping the conventional events as most probable and several versions of alternative scenarios. They should be assessed through a specially appointed group of experts, specialists of functioning of the whole branch. Their opinions about the presented future variants constitute some construction stage (describing) of verbal qualitative scenarios. At this stage the research team widens its composition by specialists from the sociology branch and specialists in the field of human behaviours. The question is to present the future state and such a manner, in which the human teams participating in the realization will experience it in their present. The systems describe also the future of elements in a manner partially isolated in relation to other elements, i.e. illustrate the systems' future only partially. Thus it is necessary to join them in scenarios, in a logical chain of events that occur in the future. It is worth to bear in mind that not all problems of the present or past can be predicted and described in a numerical way. When constructing the scenario one should incorporate qualitative problems into quantitative predictions in order to obtain a full complete description of the investigated system in the future. We should not forget that the simple algebraic sum of elements is not the described system entity. All phenomena including technical and social ones create comprehensive systems subject to characteristic regularities, which cannot be concluded exclusively on the basis of knowledge about regularities ruled by their components. Each to day's partial prediction is the present in the future and is treated in the scenario as a decision, which the decision-maker takes in the future and which implies the course of subsequent decisions. These decisions, regarding for instance the production quantity or modernization of technology, will require valuation through people who will take them. In order to correctly construct the scenario, a determined technique of its writing should be used, obeying the following rules:

- to obey the deduction principle, i.e. to formulate in turn the value system,
- aims, strategies and tactics. The detailed analysis of lower levels of the decision process in the microscale can be conducted after the accurate explanation of all elements and connections of the upper layers of the decision process,
- decidedly should dominate the verbal description of structural-dynamic system transformations and qualitative seizures. Into the text should be incorporated possibly only simple numerical specifications, as well as readable tables, diagrams or schemes,
- in the initial and alternative scenarios also the same sequence of topics and way of their presentation should be maintained,
- to use only one tense and mood, i.e. the scenario projection should be written in the future tense and indicative mood, and the scenario presenting the current state should be written in the indicative mood, but in the present tense,
- list of sources of numerical data, applied prognostic techniques and full set of calculation, obviously within the limits of the common sense, should constitute an annex to the scenario.

It should be stressed that the scenarios constructed in such a way must be additionally essentially assessed by experts. One should also formulate opinions on mutual implications between the state of the investigated system in the future and external conditions.

Unfortunately, the prognostic method of scenario construction is characterised by:

- high labour consumption, long realization time, what is connected with considerable costs, a great, enormous research team, and continuously cooperating, necessary modern technical means,
- necessary, simultaneous application of many classic and non-classic prediction methods, high minuteness of detail in prognostic investigations, because the omission of some details can lead to their cumulation in the future, and their resultant to incorrect prognosis.

Methods applied in scenario construction

Qualitative prediction methods are based on the opinion of experts, i.e. persons invited to participation in investigations because of the possessed knowledge. For predictions constructed in the enterprise, experts can be either the employed workers, or persons cooperating with them or persons from the outside. The predictions constructed by experts usually have the form of point-related predictions, which are expressed in the form of one value of the predicted variable. They can also have the form of interval predictions, expressed in the form of a numerical interval, or variant predictions, expressed in the form of different values of the predicted variable. It takes place, that predictions are formulated by one expert, but more often by a group of experts, but then the prediction proceeding is based usually on the Delphi method, or brainstorming.

The Delphi method serves the prediction of the economic development technique of other areas of human activity. It is assessed as a very good one, some people affirm that this method is irreplaceable when constructing long-term plans. It should give very good results in the case of determination of the moment of anticipated event appearance. It is a method of inquiry based on closed questions, which require replies of numerical meaning. The arguments and counterarguments are limited only to quantification. The method refers to the opinion of experts, who work independently from the remaining ones. Inquiry tests are carried out several times. The results of each stage should be elaborated statistically. Aiming at the creation of a majority group, we reject extreme opinions, in order to obtain at the final stage the conformability falling on the distribution centre. Before starting the tests, the assumption should be adopted that:

- the given problem cannot be solved by help of other methods,
- the research team and experts have the full awareness and deep knowledge relating to the aim of use of the Delphi method.

It should be stressed that we use this method for better recognition of the future and improvement of decision taking conditions. When preparing the questionnaire, the following questions should be taken into consideration, which undoubtedly are connected with the basic problem:

- which substitute decision could be taken,
- which substitute problem could be introduced,
- what obstacles can appear,
- what reactions can come into being at the moment of questionnaire result announcement?

Among others replies to these questions have impact on the receipt of the group of experts, as well as preparation of questions for the subsequent stages of investigation conducting. The term expert is not univocally interpreted in the literature. I think that for the use of our investigations it should be understood in the most widest meaning. In our investigations as expert we will consider a person, who has been invited to participate in inquiry tests. The team conducting investigations performed the selection and applied to the person on account of his/her individuality, competences, wide contacts as well as scientific and professional achievements. About the effectiveness of investigations using this method can decide persons with an open relation to problems and turned towards the future. The questions in the questionnaire should be compact and lead to replies, which can be expressed numerically and independent on each other. The realization of contents of one question should not influence the

realization of the contents of remaining questions. In many questions necessary is to introduce the parameter of time. The question and, as a matter of fact, their collection in the questionnaire, should be thoroughly considered and discussed in order to eliminate interferences between questions and to receive replies, which are really concentrated on the adopted objective. Therefore we assume to introduce tentative questionnaires, which will serve to check the correctness of the question set and detailed formulation of individual questions. The so-called tentative questionnaires will be realized by a small group of experts. The obtained results will facilitate the analysis of connections between questions and will verify the ways, which will lead to the determined aims. In the tests we assume the application of common and fragmentary questionnaires.

A common questionnaire serves the determination of for example the future in the field of coal preparation for energy purposes from the aspect of new technological solutions of energy generation. The aim will be rather the determination of the problem's panorama. The prepared questions should be fairly varied and differentiated. The phenomenon of mutual interference of questions in principle is not troublesome. An important problem in questionnaire construction is the impact of current scientific tendencies, technical knowledge on limitations or distortions that sometimes can appear, resulting from not identical in meaning formulations or specialist nomenclature. The fragmentary questionnaire will serve to investigate the prediction in the part of the tested sphere. The questions are subject to mutual penetrations and resulting hence connections. Inconveniences and faults must be removed in the tentative questionnaire or at the latest in basic investigations.

Description of scenario construction

The statistical elaboration of results does not afford greater difficulties, however, it may require fairly high labour expenditures. This concerns both the group of experts and the organizational team. The investigation method is expensive and fairly long-lasting.

The Delphi method comprises the following research stages: (Fig. 1).

- 1) Preparation for survey conducting. After the initial elaboration of the questionnaire the tentative questionnaire should be carried out, which is designed to correct the set of questions and to check the real possibility of realization and investigation aim.
- 2) Questionnaire I sending. The questionnaire I we send by electronic post to all experts being in the list. Also information should be attached regarding the aims and prognostic character of the questionnaire, requiring a time-limit of 7 – 10 days for reply elaboration. The questionnaire can contain the experts' self-assessment. It is necessary to give the scale of assessments:
 - 1 – very complete,
 - 2 – complete,
 - 3 – subject-oriented,
 - 4 – poorly subject-oriented,
 - 5 – incompetent.

It could seem that the experts' self-assessment is somewhat infantile, but practically it is difficult to imagine another way of proceeding. Moreover, it is difficult to imagine to put them through an examination, since they were acknowledged as experts and placed in the list.

Questionnaire I analysis. After receiving replies concerning the questionnaire I, they are verbally and statistically elaborated. After the elimination of extreme replies the distributions are constructed according to the statistical requirements.

- 4) Questionnaire II sending. We send the questionnaire to experts, attaching the statistical elaboration of questionnaire I and expert's replies included in this questionnaire.

The following possibilities should be taken into consideration:

- the first expert's reply is contained in the interquartile range and then we can expect that further expert's replies will be the confirmation of the first one, because it is improbable that he/she suddenly would like to change the mind.
- the first expert's reply lies beyond the interquartile range, if the expert maintains the reply he/she should be requested for explanation and justification. This results hence that from an expert representing another opinion than the majority, not only the explanation, but also justification of his/her standpoint is demanded. The aim is to induce less courageous experts and those that have no strong arguments to join the group. The objective of this procedure is to separate extremists.

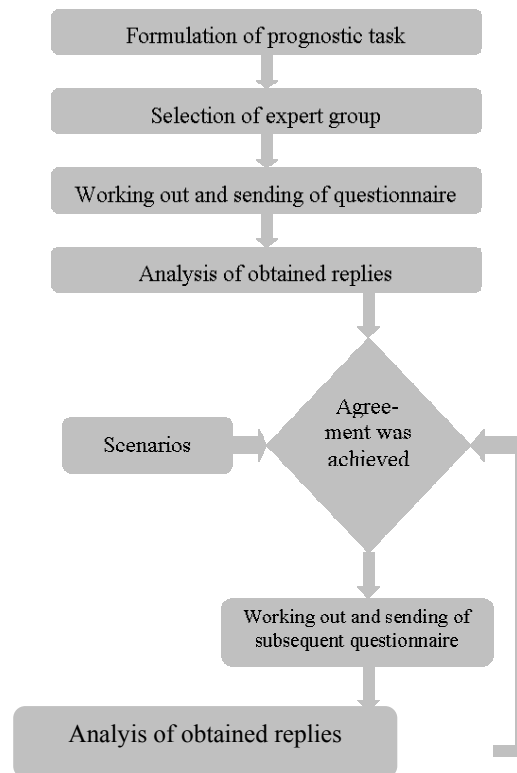


Рис. 1. Process of scenario construction when using the Delphi method

- 5) Analysis of questionnaire II. The data contained in the questionnaire II usually differ from results in questionnaire I with respect to reply dispersion.
- 6) Sending of questionnaire III. The basic task of this questionnaire (III) is the reduction of the number of extremists through the confrontation of their argumentation. When sending the questionnaire III we attach to it the results of questionnaire II analysis. The experts are obliged to refer to the opposed arguments or join the majority or justify their standpoint. Irrespectively of their decisions we demand from them to refer to different views and quoted counterarguments, which result from questionnaire II. In this procedure phase, what is characteristic for the Delphi method, very distinctly occurs the privilege of the majority of the expert group in relation to the extremists. The majority attacks, but must not justify its views, while the extremists fight for their position against each other or against the majority, and they must constantly argument and justify their opinions.
- 7) Analysis of questionnaire III. Investigations into the questionnaire III results and specification of results.

- 8) Sending of questionnaire IV. The sending of questionnaire IV and results of questionnaire III still more strengthens the standpoint of the group, and moreover it is aimed at the crystallization of divergent views – decisions.
- 9) Final elaboration of results. The final results are presented in tables, which contain the averaging of specialists' assessment.

After obtaining the replies, we carry out the statistical analysis of experts' agreement (Dittman, 2003).

1. If experts' replies are expressed in the interval scale or quotient scale, then for conformability assessment the interquartile range can be used:

$$\Delta = Q_3 - Q_1 \quad (1)$$

where: Q_1 – bottom quartile (first); Q_3 – top quartile (third)

The conformability of experts' opinions is considered as sufficient, when the interquartile of their replies does not exceed the previously determined threshold value Δ' ($\Delta \leq \Delta'$).

2. If the experts' replies are expressed in the nominal scale, then for conformability assessment the coefficient of dispersion of relative classification can be used:

$$h = \frac{k}{k-1} \left(1 - \sum_{j=1}^k f_j^2 \right) \quad 0 \leq h \leq 1 \quad (2)$$

where: h – number of categories of replies to questions, f_j – frequency of j^{th} category occurrence as reply in the total number of replies

The conformability of experts' opinions is considered as sufficient, when the value of the coefficient of dispersion of relative classification h is close to zero.

3. If the experts' replies are expressed in the ordinal scale, then for conformability assessment the coefficient of concordance can be used:

$$W = \frac{12S}{n^2(k^3 - k)} \quad 0 \leq W \leq 1 \quad (3)$$

where: $S = \sum_{j=1}^k \left(\sum_{i=1}^n x_{ij} - \bar{x} \right)^2$ $\bar{x} = \frac{1}{k} \sum_{i=1}^n \sum_{j=1}^k x_{ij}$; n – number of experts; k – number of reply categories in the question; x_{ij} – rank given to the j^{th} category of reply through the i^{th} expert

The conformity of experts' opinions is considered as sufficient, when the value of the coefficient of concordance is close to the unit.

The case of technological development of hard coal extraction technology

In the process of hard coal output and preparation many different technologies are used, which mutually penetrate, become complete or are functioning independently. For the identification of each technology and their description it was necessary to work out their systematics. The complexity of the production process in underground mining forces the introduction of a determined technology systematics resulting either from their spatial location in the mine's structure or inferiority in the framework of sequence (importance) of partial technologies. Otherwise, we can divide the technologies for example into technologies connected with underground operations or those on the surface. However, we should take into consideration that a number of technologies possess many applications in both areas of mining activity, thus it was legitimate to divide them into groups according to the criterion of importance in order to achieve the aim in the form of the final product, i.e. commercial coal. Such approach to the problems of mining technologies division to some extent in a natural way separates homogenous groups of mining technologies.

The adopted in investigations (Turek, 2008) systematics takes into consideration two principal aspects: the character of the technology itself or the sphere of its functioning. From this viewpoint the analyzed technologies in the first approach were divided into:

- extraction technologies, from among of which were distinguished
 - mining technologies,
 - auxiliary mining technologies
- technologies of extraction mechanization processes,
- technologies of system infrastructure, comprising
 - systems of automatics,
 - systems of informatics,
 - supply systems,
 - teletransmission systems
- coal mechanical preparation technologies.

In the second stage in the mining technology group technology sets comprising homogenous ranges of application were separated. These are:

- opening (first working) technologies,
- development technologies,
- extraction technologies.

In the group of auxiliary mining technologies were separated:

- transport technologies,
- ventilation technologies,
- water drainage technologies.

It has been also acknowledged that mechanization technologies are functioning in the framework of mining technologies and there is no need for their more detailed systematics.

In Polish hard coal mines deposit opening took place by means of vertical shafts using the deposit structure, rarely mixed structure and this will remain so. However, deposit opening directly from the surface or existing levels is anticipated. The opening technology under the assumption of the deposit structure is characterized by short realization time and low execution costs.

As the basic mining system will remain the longwall system in different variations, with distinct superiority of longitudinal and diagonal systems with roof caving. The development of this getting system will result from the necessity to adapt detailed solutions to more and more difficult geological and mining conditions. Important tasks should be connected with the safety level rise and production effectiveness, particularly:

- reliability improvement of production systems, especially individual equipment elements,
- modification of execution and improvement of conditions of gate roads maintenance,
- adaptation to the conditions of associated hazards, including rockburst, fire and methane hazards,
- improvement of remote systems of steering and automatics.

It results from the investigations carried out that longwall systems with high daily output (> 6000 t/d) using cutter-loaders will be solutions with high innovativeness level. Thus in the case of mining of horizontal and slightly inclined seams widely the highly efficient longwall system will be applied.

The intensity increase in the extraction of thin and thick seams (with seam thickness above 4.5 m) is anticipated. It should be stressed, what anyway is not revealing that according to experts' anticipations the extraction conditions of seams with medium thickness will be subject to worsening, mainly on account of the decrease of opened-up resources. Hence the extraction of remainders should be anticipated, where the application of longwall systems is

not possible. Extraction according to predictions (Turek, 2008) will take place by means of short-front systems, including open-end methods.

In the light of realized investigations it should be stated that in the nearest time the return to the plough technique should follow. The conviction prevails that its quick development will follow especially also in the area of steering and automatics.

In the extraction of seams with medium thickness and high promotion of the cutter-loader technique state the following activities should be anticipated:

- introduction of remote electro-hydraulic steering with respect to powered support sets,
- introduction into the power transmission system of the scraper chain conveyor of a system of automatic initial tension regulation of the scraper chain,
- development of an integrated steering system of longwall machines and devices,
- introduction of automatic steering of powered support sets,
- development and introduction of an advanced system of technical diagnostics,
- application of the computer geotomography system in order to monitor the state of the rock mass tremor hazard,
- introduction of an integrated system of set protection against the dynamic impact of the rock mass.

The extraction of thick seams follows currently either using full thickness extraction or division of seam into layers in the extraction field. In the first case should be anticipated:

- introduction into the power transmission system of the scraper chain conveyor of a system of automatic initial tension regulation of the scraper chain,
- introduction of remote electro-hydraulic steering of powered support sets,
- introduction of an integrated steering system of the production process on the longwall.

Extraction using layers will force the introduction of the following solutions:

- to the power transmission system of the scraper chain conveyor of a system of automatic initial tension regulation of the scraper chain,
- remote electro-hydraulic steering of powered support sets.

The seam extraction by means of the sublevel caving method will require:

- introduction into the power transmission system of the scraper chain conveyor of the system of automatic initial tension regulation of the scraper chain,
- introduction of remote electro-hydraulic steering of powered support sets,
- introduction of the integrated steering of the mechanization system with reference to the technological process of mechanical getting of the solid,
- introduction of an automated steering system of the process of coal getting from the underworked layer.

It should be stressed that longwall systems are directly connected not only with deposit opening operations, but first of all with development operations. From among the operations carried out in the framework of longwall field preparation for extraction we distinguish both development technologies as well as technologies including roadway and open-end systems (inclines, diagonal ventilation, transport, and water roads etc.)

The remainder deposits, localized within pillars and seam parts with irregular forms will gradually force the use of short-front systems, especially open-end systems (pillar – open-end) and roadway systems.

In the course of driving of roadway workings, commonly used are and will be in the anticipated future two basic technologies of roadway workings driving: heading machine technology – based on the use of heading machines, and blasting technology – in which rock mining will be realized using explosives. The main factor deciding about the selection of the driving technology will be rock properties in the cross-section of the driven working (including: workability type of occurrence and structure).

For the needs of the optimistic scenario from among existing getting technologies the two most innovative technologies were presented: getting by help of arm heading machines by means of the milling method and special heading machines using non-conventional getting techniques.

It should be anticipated that in the nearest time a number of changes in the construction and work technology of arm heading machines will be introduced, breaking the rock solid through milling. The number of applied arm heading machines, getting punctually, of medium and heavy type will increase. This will concern mainly systems of remote steering of heading machine work, remote machine operating from the surface and communication with the machine from an optional place for monitoring and control of its technical conditions, steering of the direction of working driving using a technology similar to GPS or an alternative one. The introduction of a system of monitoring and communication for the automatic control of power absorption of the getting organ, machine element vibration, temperature of the system for the control of the profile of the driven working and systems for the invasionless determination of the type and properties of rocks as well as gas and water outburst hazards at the working's life (in terms of distance) of georadar type should be anticipated.

In the case of arm heading machines getting punctually in order to increase their effectiveness will be worked out, executed and applied in the first sequence self-propelled working platforms for roadway support transport and assembly, and next temporary, powered hydraulic roadway supports.

The above mentioned scenario of the mechanization development of roadway working driving through getting using arm heading machines by means of the milling method constitutes an optimistic development variant. It should be expected that the driving of roadways, using heading machines by means of the milling method within the period until 2020 will be the most commonly applied method. To a greater extent will find application medium heading machines with installed power up to 350 kW. Heading machines with very developed systems of automatic and remote steering control of the driven profile, control of driving direction with the use of a technology similar to GPS will be most often used in mines characterized by very high hazard. Owing to the lack of possibilities of automation of the process of face steel-frame support setting, inexpedient will be to remove the steering station to the surface. Thus aiming at the maximum use of the heading machine's possibilities it is necessary to create the possibilities of simultaneous getting and support setting in the working.

On account of:

- the necessity of driving in the nearest future of a number of roadway workings in compact and very compact rocks,
- competitiveness of solutions of special heading machines in relation to currently applied heading machines,
- to necessity to use in new solutions advanced solutions with respect to the materials and technology,

it should be expected that in the nearest time numerous changes in the construction and work technology of both special heading machines using active tools and heading machines getting by means of the back cut method will be introduced. After the application of these changes (using active tools), these technologies can be successfully used in the Polish mining industry when opening new deposit parts.

The above mentioned scenario of mechanization development of roadway working driving through getting using special heading machines which apply non-conventional getting techniques constitutes an optimistic development variant.

Summary. Because the strategy consists in the distribution of resources in order to achieve the aims of enterprises in the competitive market system, these resources must be in suitable proportions to the main objective. The resources of each enterprise consist in reality

of human, physical and financial resources. The technologies applied by enterprises constitute its essential resources. The technology development strategies in mines are connected with the application and elaboration of new solutions in order to achieve maximum economic successes. In order to achieve competitive superiority, the strategy of technology development should be included in the general enterprise strategy. A very important aspect of technology strategy is the continuous use of appearing technologies. Therefore necessary is a well organized system of technology assessment. In the case of construction of the strategic plan of the hard coal sector, comprising a number of separate enterprises, it seems necessary to:

- recognized the basic technologies which exert influence on a greater number of enterprises and to consolidate them, ensuring them knowledge and personnel, creating conditions for independent action,
- ensure coordination of research work conducted through individual enterprise,
- implement new technologies through their purchase or realization of joint undertakings,
- ensure dissemination of these results in all enterprises of the sector.

An important component of such activities was the realization of the project entitled "Scenarios of technological development of the hard coal extractive industry", co-financed by the European Regional Development Fund (Turek, 2008). This project was realized in the period 2006-2008 through a scientific consortium; its co-ordinator was the Central Mining Institute (GIG) in Katowice.

References

1. Dittman P., (2003) Forecasting in the enterprise (in Polish), Cracow, Economic Printing House.
2. Turek M., (2008) edit. Scenario of technological development of the hard coal extractive industry (in Polish), Katowice, GIG.

Надійшла до редколегії 20.01.2009.

© Marian Turek, 2009

УДК 622.4

ТРОФИМОВ В.О., БУЛГАКОВ Ю.Ф., КАВЄРА О.Л., ХАРЬКОВИЙ М.В. (ДонНТУ)

КОРДОНИ ГІРНИЧОЇ ВИРОБКИ

В статті розглядається понятійний апарат пов'язаний з формулюванням другого закону вентиляційних мереж для підземних споруд.

The authors consider a set of notions related to the formulation of the second law of underground ventilation networks.

Поняття «початок» і «кінець» гірничої виробки (з точки зору аерології) є цілком умовні. Вони пов'язані з поняттями «сполука» і «довжина» гірничої виробки, а також з напрямком руху повітря по виробці.

Сполука – це місце з'єднання (пересікання) декількох гірничих виробок (рис. 1). Наприклад, простір сполуки трьох виробок (1, 2, 3) які мають закруглення на кінцях (окрім фізичних меж) умовно обмежують три лінії (а-а, b-b, c-c) в місцях де закінчується сполука.

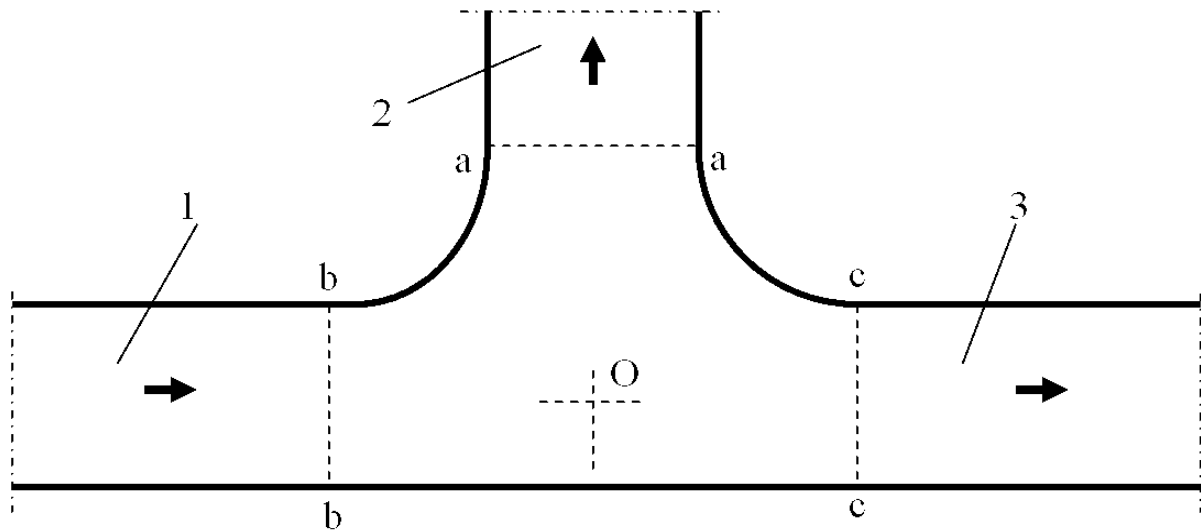


Рис. 1. Місце з'єднання трьох виробок чи частин виробок

Місце пересікання гірничих виробок чи сполука виробок, не є виробкою. Такої назви нема у переліку типів гірничих виробок. У той же час, це не просто місце з'єднання виробок. Сполука виробок належить до місцевих опорів (у гідравліці такі опори називають трійниками і хрестовинами). У цих місцях виникає збурення вентиляційного струменя. Збурення впливають на розподіл статичного тиску в сполуках.

Існує протиріччя між сталим поняттям «гірничка виробка» (порожнина у породах) і визначенням «кордонів» гірничої виробки. Геометричні кордони виробки чи частини виробки, обмежені початковим і кінцевим перерізами між двома найближчими сполуками. Тобто, це місця де закінчується закруглення найближчих сполук (рис. 1, лінії а-а, b-b, c-c). Щоб відрізнити цю довжину від тієї, що формує замкнені вентиляційні контури, введемо у обіг поняття «геометрична» і «аеродинамічна» довжина виробки.

Поняття «аеродинамічної» довжини визначає таку довжину гірничої виробки, до якої віднесено всі втрати статичного тиску повітря пов'язані з рухом повітря по окремій виробці чи її частині. Таким чином, втрати тиску в сполуках розглядаються не як окремі частини, а поєднуються з втратами статичного тиску в гірничих виробках. У цьому випадку, точка перетину осей виробок у сполуці (рис. 1, точка О на рівні почви чи підосви сполуки) є аеродинамічним «кінцем» виробки 1 і, у той же час, аеродинамічним «початком» виробок 2 і 3. Такий підхід дає змогу «замкнути» вентиляційний контур і зрозуміти, що депресія виробки – це різниця статичного тиску повітря між точками перетину осей виробок у сполуках на рівні почви сполуки.

Відповідно такому уявленню про розподіл статичної депресії у вентиляційній мережі, виміри депресії виробок необхідно робити між точками, де вимірюється аеродинамічна (рис. 2, довжина L_{3-2}), а не геометрична довжина ($L_{3'-2}$). Точки, між якими вимірюється депресія, співпадають з точками, між якими вимірюється аеродинамічна довжина гірничих виробок (окремих частин чи ділянок виробок). Тільки при такому вимірюванні депресії виробок можна казати про виконання другого закону мережі (для горизонтальних виробок): сума статичних депресій гілок-виробок у вентиляційному контурі 1-2-3-4-1 дорівнює нулю (рис. 2). Подвійна назва «гілка-виробка» означає, що у вентиляційній мережі «гілка» є аналогом чи моделлю гірничої виробки.

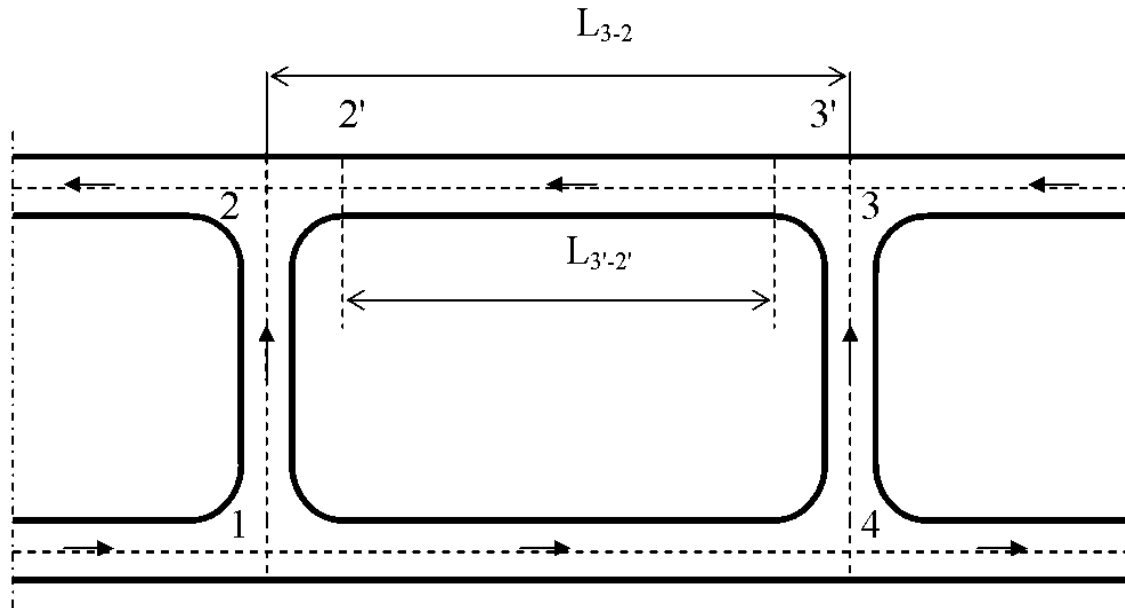


Рис. 2. Схема сполучення гірничих виробок у вентиляційному контурі

Вищенаведене дає змогу визначити поняття, які характеризують геометричні і аеродинамічні кордони гірничої виробки.

Геометрична довжина гірничої виробки (L_{ϕ}) – відстань між початковим і кінцевим перерізом виробки де закінчуються закруглення (при наявності закруглень).

Аеродинамічна довжина гірничої виробки (L_a) – відстань між точками перетину осей гірничих виробок чи їх частин у двох найближчих сполуках на рівні почви.

Поняття «початок» і «кінець» для гірничих виробок умовні і пов'язані з напрямком руху повітря. Після зміни напрямку руху повітря, «початок» і «кінець» міняються місцями.

Геометричний початок гірничої виробки – уявна лінія чи переріз, у місці де закінчується закруглення сполуки (при наявності закруглень) і повітря входить у гірничу виробку.

Геометричний кінець гірничої виробки – уявна лінія чи переріз, у місці де починається закруглення сполуки (при наявності закруглень) і повітря виходить із гірничої виробки.

Аеродинамічний «початок» виробки – це точка перетину осей виробок у сполуці (на рівні почви чи підшви), де повітря входить у гірничу виробку, а «кінець» – точка перетину осей виробок (на рівні почви чи підшви) у тій сполуці, де повітря виходить з тієї ж виробки.

Вищенаведене дозволяє сформулювати умову виконання другого закону вентиляційної мережі: другий закон вентиляційної мережі виконується тільки в тому випадку, якщо втрати статичного тиску в сполуках виробок враховані у депресії відповідних гілок-виробок.

Бібліографічний список

1. Ушаков К.З. и др. Аэрология горных предприятий. – М.: Недра. – 1987. – 421 с.

© Трофимов В.О., Булгаков Ю.Ф., Кавєра О.Л., Харьковский М.В., 2009

Надійшла до редколегії 20.04.2009.

УДК 622.4

ТРОФИМОВ В.О., ХАРЬКОВОЙ М.В., КАВЄРА О.Л. (ДонНТУ)

ВЛАСТИВОСТІ ШАХТНОЇ ВЕНТИЛЯЦІЙНОЇ МЕРЕЖІ

В статті розглядаються закономірності змін розподілу витрат повітря і депресії у вентиляційній мережі внаслідок виникнення вентиляційного збурення. Властивості вентиляційної мережі розглядаються як загальні засади регулювання розподілу повітря в розгалужених вентиляційних мережах.

The article is devoted to the changes in distribution of air flows and depression in a ventilation network as a result of ventilation disturbance. The properties of mine ventilation networks have been studied as the basis of air distribution control in branched ventilation networks.

Властивості вентиляційної мережі пов'язані з дією першого і другого законів мережі (закони Кірхгоффа) [1]. В загальному випадку можна вважати, що властивості мережі враховують реакцію мережі на виникнення в ній вентиляційного збурення (за виключенням випадків перекидання вентиляційних потоків). Інакше кажучи, «властивості мережі» це закономірності які враховують загальні зміни розподілу повітря внаслідок дії певних чинників. Наприклад, після негативного і позитивного регулювання розподілу витрат повітря, обрушення порід покрівлі виробок, руху транспортних засобів, виникнення теплової депресії пожежі і т.п.

Властивість вузла вентиляційної мережі: сума змін витрат повітря у вузлі вентиляційної мережі, при зміні витрати повітря в гілці, яка пов'язана з цим вузлом, дорівнює нулю

$$\sum \Delta Q_i = 0. \quad (1)$$

Властивість вузла зв'язана з першим законом мережі. Вона означає, що у випадку коли витрата повітря у якійсь гілці (рис. 1, гілка 3) зміниться (наприклад, внаслідок зміни опору гілки) від Q_3 до Q'_3 , то сума змін витрат повітря у інших гілках пов'язаних з цим вузлом (1, 2 чи 4, 5) буде дорівнювати цій зміні (ΔQ_3)

$$\Delta Q_3 = \Delta Q_1 - \Delta Q_2 = \Delta Q_5 - \Delta Q_4.$$

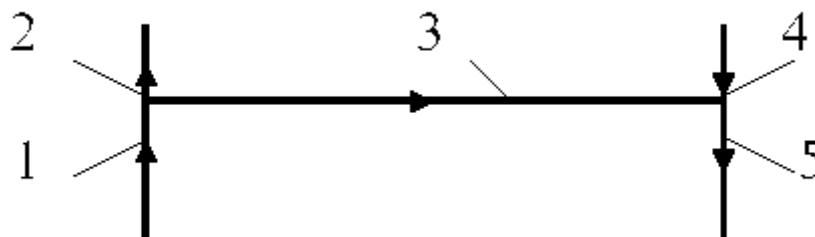


Рис. 1. Схема з'єднання гілок у двох вузлах

Поняття «регулятор», у цьому випадку, означає гілку у якій діє джерело вентиляційного збурювання, що зменшує або збільшує витрату повітря в цій гілці. Так, наприклад (рис. 2), зменшення опору регуляторів у галках 1, 2 привело до збільшення (+)

витрати повітря в цих двох гілках на $10 \text{ м}^3/\text{с}$ ($Q_1 + Q_2 = \sum \Delta Q_p$). При цьому сумарна витрата повітря в гілках 3, 4 зменшилась (–) на $4 \text{ м}^3/\text{с}$ ($Q_3 + Q_4 = \sum \Delta Q_n$). Тоді величина збільшення витрати повітря в гілці 5 ($Q_5 = \sum \Delta Q_o$) складе $6 \text{ м}^3/\text{с}$.

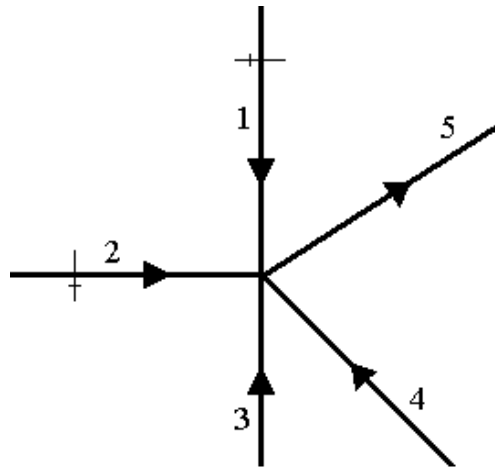


Рис. 2. Схема з'єднання гілок у вузлі

Властивість вентиляційного контуру: сума змін депресії в гілках вентиляційного контуру, внаслідок зміни депресії однієї з гілок цього контуру, дорівнює нулю.

$$\sum \Delta h_i = 0.$$

Так, наприклад, при зміні депресії гілки 1-2 (рис. 3) внаслідок дії одного чи декількох чинників (Δh_{1-2}), сума змін депресії в інших гілках буде дорівнювати зміні депресії в гілці 1-2.

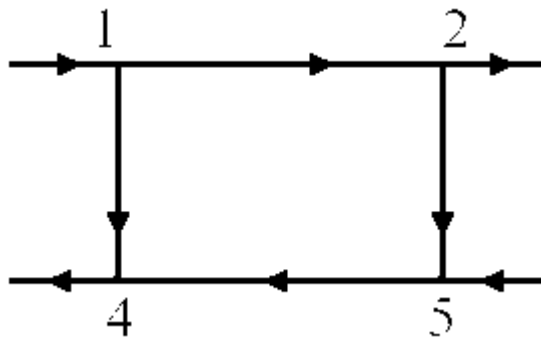


Рис. 3. Схема елементарного вентиляційного контуру

$$\Delta h_{1-2} = \Delta h_{4-1} - \Delta h_{2-5} - \Delta h_{5-4}.$$

З перших двох властивостей витікає властивість відновлювання дії законів шахтної вентиляційної мережі: при зміні режиму провітрювання елементів вентиляційної мережі, внаслідок дії внутрішніх чинників, дія першого і другого законів мережі відновлюється автоматично.

Властивість затухання вентиляційного збурення у вентиляційній мережі: зміни витрат повітря і депресії у внутрішнім контурі передаються до зовнішніх вентиляційних контурів зі зменшенням величини змін.

Сенс поняття «затухання вентиляційного збурення» пов'язаний з поняттями «внутрішнього» і «зовнішнього» контурів. Уявний розподіл на внутрішні і зовнішні ко-

нтури у паралельно-послідовному з'єднанні показує (рис. 4), що внутрішній контур є складовою зовнішнього. Так, наприклад, вентиляційний контур 3-А-4-3 є «внутрішнім» по відношенню до контуру 2-3-4-5-2, а контур 2-3-4-5-2 по відношенню до нього – «зовнішній». У свою чергу контур 2-3-4-5-2 є внутрішнім по відношенню до контуру 1-2-3-4-5-6-1 і так далі.

Зміна витрати повітря у гілці 3-А-4, внаслідок збільшення чи зменшення опору цієї гілки, буде більшою ніж у гілках 3-4, 2-5 і 1-6

$$\Delta Q_{3-A-4} > \Delta Q_{3-4} > \Delta Q_{2-5} > \Delta Q_{1-6} .$$

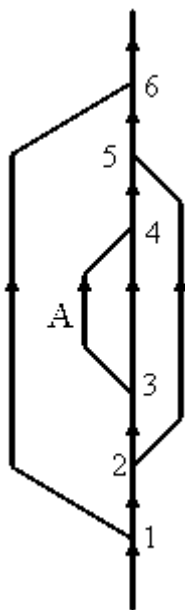


Рис. 4 . Схема послідовно-паралельного вентиляційного з'єднання

В шахтах та рудниках на затухання вентиляційного збурення також впливає наявність зв'язків виробленого простору з гірничими виробками. Розгалужена вентиляційна мережа діє як своєрідний «демпфер». Цей демпфер зменшує розповсюдження вентиляційного збурення у напрямку від внутрішніх до зовнішніх вентиляційних контурів. Тому, наприклад, підвищення опору лави до ∞ (наприклад, внаслідок обрушення породи) не як не позначиться на витратах повітря у стволах чи на подачі вентилятора головного провітрювання.

Наявність ефекту затухання вентиляційного збурення в мережі [2], дозволяє припустити, що існує певна зона де можна визначити зміни витрат повітря. До такої зони належить сукупність виробок в яких витрата повітря зміниться на величину більшу, ніж абсолютна похибка пристрою для вимірювання швидкості повітря.

Визначення режиму провітрювання гілки-виробки (подвійна назва означає, що виробка є частиною реальної шахти і, одночасно, елементом віртуальної вентиляційної мережі) можливе за допомогою приведеної характеристики виробки. Мається на увазі, що ця характеристика виробки є похідна від вентилятора (-рів) головного провітрювання. В аварійній вентиляції замість терміну «приведена» використовують поняття «напірна» характеристика [2, 3].

В загальному випадку можна вважати приведеною характеристикою лінію (уявну сукупність точок) на якій лежать усі можливі режими провітрювання гілки-виробки (рис. 5, лінія 1-1). Координати точки А пересікання аеродинамічної характеристики

(парабола 1) з приведеною визначають депресію гілки-виробки ($h_в$) і витрату повітря в ній ($Q_в$).

Графічне рішення можна показати в аналітичному вигляді. Координати точки А визначає сумісне рішення рівнянь аеродинамічної і приведеної характеристик

$$\begin{cases} h_в = R_в Q_в^2 \\ h_в = A_в - b_в Q_в^2 \end{cases}, \quad (2)$$

де $A_в, b_в$ – параметри приведеної характеристики гілки-виробки.

У відповідності до (2), витрату повітря у гілці-виробці визначає рівняння

$$Q_в = \sqrt{\frac{A_в}{R_в + b_в}}. \quad (3)$$

Депресію виробки визначає наступна формула:

$$h_в = \frac{R_в A_в}{R_в + b_в}. \quad (4)$$

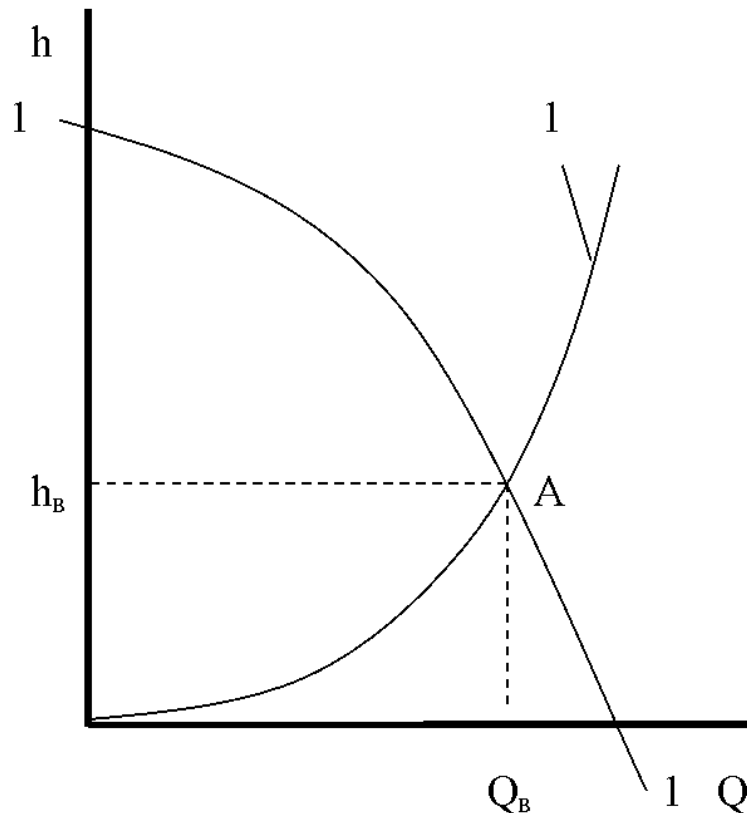


Рис. 5. Визначення режиму провітрювання виробки

Формули 3 та 4 дозволяють визначити режим вентиляції більшості гірничих виробок [3]. Тобто, виробок у яких приведені характеристики можна описати за допомогою параболи ($h = A - bQ^2$). Таким чином, можна вважати, що приведена характеристика являє собою закономірність яка описує зміну режиму провітрювання гілки-виробки при зміні її аеродинамічного опору.

Кожен елемент вентиляційної мережі який поєднується з мережею тільки в двох вузлах (гілка-виробка, вентиляційне з'єднання чи вентиляційна ділянка) має певну приведену характеристику. Наявність приведеної характеристики у окремих елементів вентиляційної мережі (гілок-виробок і вентиляційних з'єднань) слід вважати однією з головних властивостей вентиляційної мережі.

Використання графічного зображення приведеної характеристики в аерології має важливе значення. Воно дає змогу показати як впливає мережа на формування режиму вентиляції її окремих частин і візуалізувати «механізм» впливу окремих чинників на режими вентиляції цих частин.

Для показу впливу вентиляційного збурення на режим вентиляції в аерології використовується поняття «активізована» характеристика [2, 3, 4]. Термін «активізована» означає, що ця характеристика враховує дію якогось джерела енергії (тяги) у вентиляційному контурі чи гілці-виробці.

У якості чинників, дію яких можна врахувати за допомогою активізованої характеристики, можна розглядати дію природної тяги, теплової депресії пожежі, падаючу чи розпорошену воду, падаюче вугілля, рух транспорту і т.п. Кожен з цих чинників має свою характеристику (характеристика джерела тяги) яку можна показати (для якогось проміжку часу) у вигляді прямої лінії паралельної вісі абсцис (рис. 6, лінія h_n). Якщо переріз виробок зменшується в наслідок розташування у них трубопроводів, перемичок, регуляторів, вагонів, конвеєрів, водяних і сланцевих заслонів, протипожежних засобів і т.п.), то це враховується збільшенням аеродинамічного опору виробки.

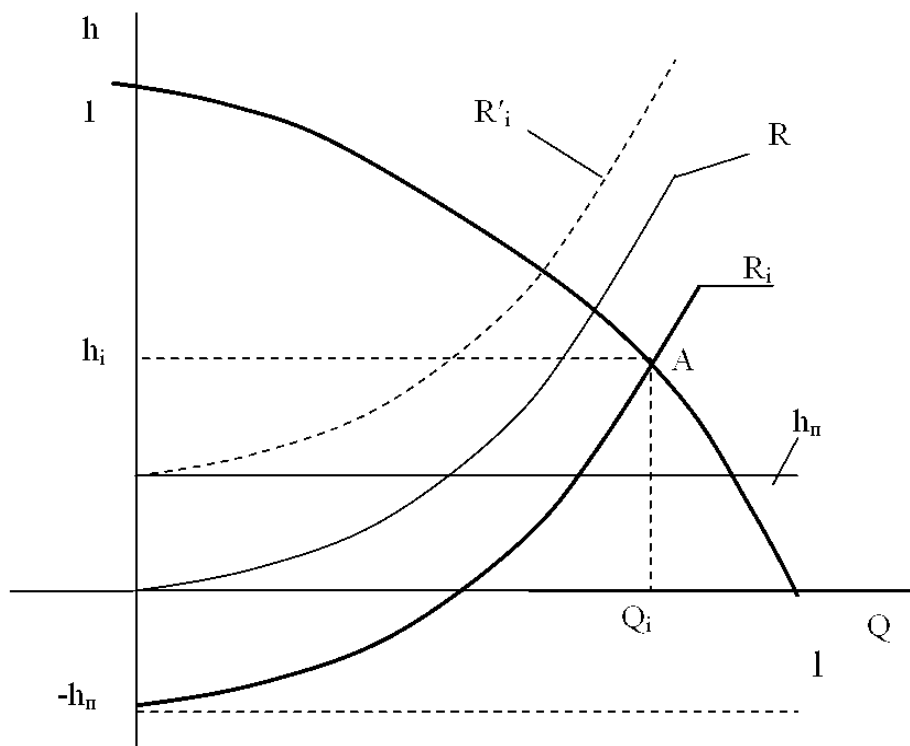


Рис. 6. Графік визначення режиму провітрювання гірничої виробки за допомогою активізованої характеристики

Активізовану характеристику гілки-виробки можна отримати якщо додати чи вирахувати характеристику джерела тяги з аеродинамічної характеристики гілки-виробки [4]. Так, наприклад, якщо напрямок руху падаючої води чи вугілля співпадає з напрямком руху повітря, то депресію (характеристика h_n) яку створює падаюче вугілля

(розпорошена чи падаюча вода, природна тяга, рух транспорту і т.п.) треба вирахувати по ординатах з аеродинамічної характеристики (лінія R).

Активізована характеристика гілки-виробки буде мати вигляд параболи зміщеної відносно початку координат униз (лінія R_i). Якщо напрямок дії джерела тяги не співпадає з напрямком дії вентилятора – депресія h_n додається до аеродинамічної характеристики (лінія R'_i). Рівняння яке описує відповідну активізовану характеристику гілки-виробки (R_i , R'_i) має такий вигляд:

$$h = RQ^2 \pm h_n. \quad (5)$$

Наявність приведених характеристик усіх гілок-виробок шахти дозволяє визначати аеродинамічні параметри виробок використовуючи тільки одне вимірювання (якщо на шахті підтримують комп'ютерну модель шахтної вентиляційної мережі). Так, наприклад, при появі на шахті нової виробки великої довжини достатньо тільки виміряти в ній витрату повітря і ввести його значення в модель вентиляційної мережі за допомогою програмного комплексу «IRS Вентиляція шахт – ЕПЛА» [5, 6]. Програма сама визначає величину депресії і рахує відповідну величину аеродинамічного опору гілки-виробки. Теж саме можна робити вимірюючи тільки депресію виробок з вентиляційними шлюзами чи перемичками (особливо, в тих випадках коли умови вимірювання швидкості повітря у виробці не відповідають вимогам [7]). В деяких випадках програмний комплекс дозволяє визначати аеродинамічний опір одночасно декількох гілок-виробок. Використання програмного комплексу «IRS Вентиляція шахт – ЕПЛА» на шахтах та у підрозділах ДВГРС дозволяє значно скоротити витрати праці на проведення вимірів у вугільних шахтах.

Висновки

1. Визначено властивості вентиляційної мережі, що характеризують закономірності змін у вентиляційній мережі після виникнення вентиляційного збурювання.
2. Використання властивості вузла вентиляційної мережі дозволять встановити зв'язок між зміною витрат повітря в гілці-регуляторі й об'єкті регулювання.
3. Властивості вентиляційної мережі разом із законами вентиляційної мережі становлять теоретичні основи аерології вентиляційних мереж.
4. Графоаналітичний метод аналізу властивостей шахтної вентиляційної мережі дозволяє візуалізувати особливості формування режиму вентиляції окремих елементів мережі з урахуванням дії вентиляційних збурень.
5. Наявність приведених характеристик у кожного елемента вентиляційної мережі є однією з властивостей мережі; приведені характеристики відбивають закономірності зміни режиму вентиляції елементів вентиляційної мережі при зміні аеродинамічного опору цих елементів.
6. Використання програмного комплексу «IRS Вентиляція шахт – ЕПЛА» на шахтах дозволяє фахівцям самостійно підтримувати комп'ютерні моделі шахтних вентиляційних мереж і автоматизувати вирішення задач управління вентиляцією.

Бібліографічний список

1. Ушаков К.З. и др. Аэрология горных предприятий. – М.: Недра. – 1987. – 421 с.
2. Болбат И.Э. Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах/ Болбат И.Э., Лебедев В.И., Трофимов В.А.. – М.: Недра. – 1992. – 206 С.
3. Лебедев В.И. Исследование вентиляционных режимов при пожарах в уклонных полях шахт Донбасса: автореферат дис. на соискание уч. ст. канд. техн. наук/Лебедев В.И.; ДПИ – Донецк, 1975. – 19 с.
4. Бодягин М.Н. Рудничная вентиляция./ Бодягин М.Н. – М.: Недра. – 1967. – 310 с.
5. Трофимов В.А. Моделирование шахтных вентиляционных сетей с использованием ПЭВМ: Методическое пособие/ Трофимов В.А., Романченко С.Б. – Донецк, ДонНТУ. – 2002. – 21 с.

6. Каледина Н.О. Компьютерное моделирование шахтных вентиляционных сетей: Методические указания/ Каледина Н.О., Романченко С.Б., Трофимов В.А. – М.: Из-во Московского государственного горного университета, 2004. – 72 с.

7. Правила безопасности в угольных шахтах. – К.: Держохоронпраці. – 2005. – 398 с.

Надійшла до редколегії 23.03.2009

© Трофимов В.О., Харьковской М.В., Кавєра О.Л., 2009

УДК 622.413.1:536.244:621.5

СТУКАЛО В.А. (ДонНТУ)

АНАЛИЗ СОДЕРЖАНИЯ ПРОЕКТА СТАНДАРТА «ПРОГНОЗИРОВАНИЕ И НОРМАЛИЗАЦИЯ ТЕПЛОВЫХ УСЛОВИЙ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ» И РЕКОМЕНДАЦИИ ПО ЕГО УЛУЧШЕНИЮ

В статье приведен анализ содержания проекта Стандарта Украины «Прогнозирование и нормализация тепловых условий в угольных шахтах», разработанного институтом МакНИИ, отмечены недостатки и указаны пути их устранения.

The article reviews the draft of Ukrainian Standard “Prediction and Normalization of Thermal Conditions in Coal Mines” worked out by Makeyevka Research Institute. The author mentions the drawbacks of this documents and points out the ways of eliminating them.

В настоящее время институтом МакНИИ разрабатывается проект Стандарта Украины «Прогнозирование и нормализация тепловых условий в угольных шахтах».

Для повышения качества проекта «Стандарта...», на наш взгляд, необходимо в его содержание внести ряд исправлений и дополнений.

В разделе «Руководство по проведению тепловых съемок в угольных шахтах» не указаны места замера температуры и расхода воздуха в выработках с конвейерной доставкой, наличием машин, электроустановок – мощных источников нагрева свежего воздуха в выработках. При расчете составных частей теплового баланса горной выработки эти источники тепла при замерах не учитываются, что приводит к завышению величины теплового потока от горных пород.

По разделу «Методика прогнозирования температурных условий в шахтах» имеется ряд серьезных недостатков, которые заключаются в нижеследующем.

Для определения величины коэффициентов утечек воздуха через выработанное пространство выемочных участков при разработке пологих и наклонных пластов рекомендованы значения, которые предназначены для условий отработки крутых угольных пластов.

При расчете величины коэффициента нестационарного теплообмена для очистных выработок на пластах пологого и наклонного падения используются не средние значения теплофизических характеристик пород в рабочем пространстве лавы, а разные для отдельных участков пород по периметру лавы. Это противоречит исходным допущениям об однородности и изотропности массива горных пород при получении теоретической формулы О.А. Кремневым относительно коэффициента нестационарного теплообмена для выработок, проветриваемых менее года (в том числе и для лав), которую используют авторы проекта «Стандарта...». Здесь же при определении значений коэффициентов нестационарного теплообмена для различных участков горных пород в рабочем пространстве лавы предлагается использовать разные величины коэффициентов

теплоотдачи для поверхности горных пород по технологическим дорогам призабойного пространства, что также противоречит принятому О.А. Кремневым условию о постоянстве коэффициента теплоотдачи в горной выработке для всех поверхностей пород в ней.

При расчете коэффициента нестационарного теплообмена для горной выработки необходимо использовать среднеинтегральное значение, а не осреднять продолжительность охлаждения пород в горной выработке, чтобы затем по среднему времени охлаждения рассчитывать коэффициент нестационарного теплообмена.

В проекте «Стандарта...» при расчете коэффициентов нестационарного теплообмена не учитывается специфика теплообмена между горными породами и воздухом в очистных выработках при выемке угля в струговых лавах и отбойными молотками в лавах на крутых пластах.

В очистных выработках крутых пластов с потолкоуступной формой забоя и отбойкой угля отбойными молотками продолжительность охлаждения пород почвы и кровли, примерно, одинакова по длине лавы, вследствие рассредоточенного расположения забойщиков, а в сторону выработанного пространства – линейно возрастает. Это не учитывается в проекте «Стандарта...».

В струговых лавах при выемке угля тонкими полосками по челноковой схеме с большой скоростью движения струга в лаве продолжительность охлаждения пород почвы и кровли по длине лавы также, примерно, одинакова, а в направлении от забоя в сторону выработанного пространства линейно возрастает. Это также не учитывается в проекте «Стандарта...».

Для очистных забоев со струговой выемкой и с потолкоуступным забоем при выемке отбойными молотками также справедливы вышеизложенные замечания относительно недопустимости принятия неодинаковых значений теплофизических характеристик горных пород почвы и кровли и неодинаковых значений коэффициентов теплоотдачи по технологическим дорогам. В этих выработках для расчета тепловыделений от горных пород также необходимо использовать среднеинтегральные значения коэффициентов нестационарного теплообмена.

При расчете тепловыделений от насыпки угля на конвейере не учитывается испарение влаги с открытой поверхности насыпки, хотя этим путем воздуху в «скрытом» виде передается от 50 до 75% всего тепла.

При расчете тепловыделений от насыпки угля на лавном конвейере не учитывается передача тепла от насыпки угля через тело рештака.

В расчетной зависимости для определения тепловыделения от насыпки угля на лавном конвейере предлагается использовать выражение А.Ф. Воропаева, полученное для полуограниченного тела, охлаждаемого воздухом. Однако, насыпка ископаемого на конвейере не является полуограниченным телом, так как тепло передается от нее к воздуху в выработке через всю поверхность, в том числе и через тело рештака. Кроме того, для определения коэффициента нестационарного теплообмена насыпки угля на конвейере с воздухом в выработке предлагается использовать формулу А.Н. Щербаня, полученную для выработок без конвейера, что не учитывает специфику теплообменных процессов в выработке с конвейерной доставкой.

Для расчета коэффициента нестационарного теплообмена между насыпкой ископаемого на конвейере и воздухом в транспортной выработке авторы «Стандарта...» рекомендуют использовать формулу О.А.Кремнева, полученную теоретическим путем для бесконечной цилиндрической полости, окруженной однородными породами. Однако, насыпка угля на конвейере в транспортной выработке ни по форме, ни по размерам не является подобной цилиндрической выработке, то есть не соответствует реальным условиям.

Анализ зависимостей для определения тепловыделений при механической работе конвейера показывает, что при холостой работе конвейера тепловыделения от работы электродвигателей и от трения по длине конвейера равны нулю. Более того, при одинаковой производительности однотипных конвейеров, установленных на уклоне и бремсберге, расчетное тепловыделение от трения ленты конвейера о ролики и барабаны получается больше, чем на уклоне, что противоречит тяговому расчету конвейера.

По разделу «Тепловой расчет горных работ» необходимо отметить такие недостатки. Тепловыделения, рассредоточенные по длине выработки (от трения при механической работе конвейеров, от шахтной воды в канавках, при окислительных процессах, от трубопроводов) почему-то учитываются сосредоточенно в суммарном тепловыделении от местных источников, а не по длине выработки. Величины относительной влажности воздуха в выработке задаются, что формируют распределение тепловыделений на повышение (понижение) температуры и влажности воздуха в сети последовательно соединенных горных выработок. При этом вносятся существенные погрешности в результаты прогноза температуры воздуха.

По разделу «Методика прогнозирования температурных условий в выработках, проветриваемых вентиляторами местного проветривания» необходимо указать на следующие недостатки. Здесь также наперед задаются значения относительной влажности воздуха по длине выработки, что вносит погрешность в результаты расчета температуры воздуха из-за произвольного распределения тепловыделений на нагрев воздуха и испарение влаги. При расчете тепловыделений от ископаемого на конвейере используется эмпирическая формула Фосса для расчета снижения температуры ископаемого при перемещении его конвейером, хотя она не учитывает испарение влаги с поверхности насыпки угля, производительности конвейера, скорости движения ленты конвейера и воздуха в выработке, теплофизические характеристики ископаемого. Это вносит дополнительные погрешности в результаты расчета. Проектом «Стандарта...» в этом разделе при расчете коэффициента нестационарного теплообмена для проходимых тупиковых выработок предлагается использовать формулу О.А. Кремнева. При этом не учитывается испарение влаги с поверхности выработки, со стенок которой водой смывается угольная пыль, а для определения коэффициента нестационарного теплообмена от поверхности пород используется осредненная продолжительность охлаждения пород. Следовало бы для расчета тепловыделений от горных пород в тупиковой выработке использовать среднеинтегральное значение коэффициента нестационарного теплообмена пород с воздухом в выработке.

Все эти замечания и предложения по устранению основных из них были переданы в комиссию МакНИИ по подготовке «Стандарта...».

Устранение отмеченных выше замечаний позволит повысить точность прогноза температурных условий в выработках глубоких шахт Украины и принять эффективные мероприятия по нормализации температурных условий в горных выработках.

Надійшла до редколегії 25.02.2009

© Стукало В.А., 2009

УДК 622.831.322

НИКОЛИН В.И., ПОДКОПАЕВ С.В., ХУДОЛЕЙ О.Г., КАПУСТИН А.А, ТЮРИН Е.А.
(ДонНТУ)

ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТЬ ВЫЕМКИ УГЛЯ НА БОЛЬШИХ ГЛУБИНАХ В ЗОНАХ ОТЖИМА

В статье обосновывается необходимость выемки угля выбросоопасных пластов в зонах отжима. Рассматривается реальный осадочный горный массив как трещиновато – пористое тело, констатируется, что на современных глубинах разработки значительная глубина зоны отжима может представлять опасность травматизма от обрушения пород кровли, особенно при разработке крутонападающих пластов.

The authors discuss the expediency of coal extraction in outburst-prone seams. Actual sedimentary rock mass is regarded as a fissured-porous body. At present-day mining depths coal extraction can be hazardous in terms of industrial injuries caused by roof rock collapse.

В соответствии с новыми стандартом Минуглепрома Украины [1] вводится ранее известное, теперь уже нормативное определение отжима угля, что безусловно положительно. Характеризуется это явление и его признаки в стандарте следующим образом: «Быстропротекающее смещение угольного массива в выработку без отброса угля; образование полости, заполненной разрушенным крупнокусковым углем, глубина которой меньше ее ширины; наличие пустот, зияющих трещин и щели между кровлей и пластом; относительное газовыделение меньше разности между природной и остаточной газоносностью выдавленного угля» [1].

Но, по-прежнему, многие годы остается «самодостаточным» понятие глубокие шахты. Опуская самые различные мнения самых различных уровней специалистов, предлагаем относить к глубоким шахтам только те из них, которые разрабатывают шахтопласты ниже зоны газового выветривания (ЗГВ) на 50 – 100 м в зависимости от принимаемого запаса [2,3]. В монографиях [2,3] убедительно доказано, что эта зона совершенно закономерно зависит от степени метаморфизма углей, т.е. от целого комплекса свойств его пластов и вмещающих их пород. Она в среднем по прямолинейной зависимости увеличивается от 100 м в зонах разработки антрацитов до 420 – 440 м в зонах разработки углей марки Д. Другие шахты относить к глубоким не следует и в том числе потому, что деформации генетического возврата (ДГВ), имеют место только ниже глубин зон газового выветривания [4,5,6,7].

К положениям о глубоких шахтах примыкает важнейшее положение о зоне отжима, которая является призабойной частью пласта, выемка угля в которой, как следует из стандарта Минуглепрома, исключает возникновение – зарождение выбросов угля и газа. На процесс отжима влияют множество факторов, основными из которых являются: свойства пласта угля – структура пласта и его прочностные характеристики; кливаж угля; мощность и угол падения пласта; боковые породы – непосредственная и основная кровля, почва пласта; спаянность пласта угля с боковыми породами; трещиноватость пород кровли; условия и глубина залегания пласта; сближенные пласты; водоносность вмещающих пород; площадь обнажения; взаимное расположение очистных забоев; способ управления кровлей; ширина рабочего пространства лавы и др.

Во многих статьях, монографиях приводились многочисленные сведения о травматизме, в том числе смертельном в угольной промышленности Украины, являющим-

ся, к сожалению, одним из самых высоких в мире [4,8]. Обращалось внимание читателей, в том числе в публикациях последних лет, на то, что грубо «ошибки» можно разделить на две принципиальные разновидности:

- нарушение правил безопасности (ПБ);
- геолого-технологические, часто деликатно называемые «организационно-технологическими».

Почти 40 лет тому назад в [2] рассматривались вопросы прогнозирования выбросоопасности угольных пластов на глубинах более 1000 м. Уже тогда доказывалось, что разрушение горных пород в современных условиях следует связывать не столько с увеличением и концентрацией напряжений, сколько с наличием выемок – выработок, разрушающих естественное состояние пород, сохранявшееся в течение громадных промежутков времени. Физически реальные деформации обратной ползучести, позже названные генетическим возвратом (ДГВ).

Более тщательное и детальное изучение особенностей разрушения горных массивов на больших глубинах при разгрузке, учитывающее истории его формирования (память), содержится в [2,5,7,8].

Естественно, что описать особенности всего многообразия горных пород в массиве является нереальной задачей, поэтому остановимся лишь на особенностях формирования выбросоопасных массивов, сложенных углями и песчаниками.

Можно выделить три основные особенности формирования горных массивов: постепенное увеличение глубины залегания, приводящее к росту напряженности массива, его уплотнению; физико-химические превращения органического материала в условиях трехосного сжатия и сравнительно высоких температур; наличие инверсионных процессов, в результате которых горный массив оказался на современной глубине (постинверсионный период) [5,7].

В различных районах Донбасса разрабатываются угли разной степени метаморфизма, представленные марками углей от длиннопламенных (Д) до антрацитов (А). По мнению многих специалистов столь различную степень преобразования органической массы определила глубина ее погружения. Увеличение степени метаморфизма каменных углей характеризовалось уменьшением выхода летучих веществ (v^{daf} от 40,0 до 8,0%) и логарифма удельного электросопротивления антрацитов (lgr от 8,0 до 0,4). Оно сопровождалось увеличением плотности органической массы от 1,25 до 1,75 т/м³, т.е. в 1,4 раза. Совершенно очевидно, что гравитационные напряжения значительно превосходили предел упругости. Имело место пластическое деформирование [5].

С позиций влияния этих процессов на свойства пород (породного массива) очень важно, что пластическое деформирование (в том числе деформации ползучести) имело место при трехосном сжатии.

Сама природа формирования осадочных массивов в условиях трехосного сжатия, когда имело место пластическое деформирование, предопределяет низкую сопротивляемость горных пород (углей) напряжениям (деформациям) растяжения.

В соответствии с изложенным, чем больше глубина погружения для углей разных марок, тем большее должно быть различие по сопротивляемости напряжениям сжатия и растяжения.

Другим важным следствием формирования массива в условиях длительного времени сохраняющегося трехосного сжатия, приводящего к существенному пластическому деформированию, является наличие в условиях полной или частичной разгрузки деформаций обратного знака – деформаций упругого последствия и обратной ползучести [6,7,8].

Вторая особенность формирования горного массива состоит в том, что глубина погружения в сочетании с довольно высокой для осадочных пород температурой (для

антрацитов соответственно 9000 м и примерно 300°C) определили не только уплотнение горного массива, но и физико-химическое превращение. Для органических материалов это выразилось в росте содержания углерода с 84,0 в газовых углях до 97,5% в антрацитах и изменении других показателей органического материала [5].

Третья особенность формирования осадочного массива Донбасса заключается в том, что период погружения обломочного и органического материала (доинверсионный) сменился периодом постинверсионным. Тектонические силы «подняли» угольные пласты и вмещающие их породы на современную глубину.

Инверсия привела к существенному нарушению целостности угленосного массива. Всевозможные тектонические нарушения, тектоническая препарация превратили массив в целом, а также отдельные его районы, участки, блоки в очень неоднородные по прочности, деформационным, газодинамическим и другим характеристикам. Метаноносные угольные и породные пласты, оказавшиеся в окрестности (вблизи) всевозможных нарушений и структур, за геологические периоды где-то дегазировались существенно, а где-то значительно меньше. Неоднородность отдельных районов, участков, блоков усугубилась и по газоносности.

Научное осмысление отмеченных особенностей формирования осадочных массивов и многолетние лабораторные и натурные эксперименты нашли свое отражение в ранее не рассматриваемом направлении исследований – уточнении природы разрушения осадочных массивов, вмещающих горные выработки. В основе новых представлений лежит утверждение того, что причиной разрушения является не современная напряженность или какой-то ее рост, концентрация напряжений на контуре, впереди выработок, а разгрузка напряженных пород (угля) в окрестности искусственно образованной полости (выемки, выработки), приводящая к возникновению и развитию деформаций генетического возврата (ДГВ) в направлении полости – выработки [7]. Отмеченные деформации характеризуются большим запасом потенциальной энергии, которая позволяет протекать им достаточно продолжительный период времени.

Особенности напряженно-деформированного состояния и разрушения части горного массива, примыкающего к выработке, рассматриваются с учетом изложенных ранее положений. Но к ним добавляются еще и менее значительные, но все-таки, существенные свойства природной среды. Реальный осадочный горный массив является трещиновато-пористым телом. Его пустотность заполнена материнской водой (в которой содержится много химических соединений), метаном и его гомологами. О состоянии этих элементов достоверных, доказательных сведений мало. Сам массив формировался под влиянием физико-химических превращений, происходивших в течение продолжительных периодов времени при высоких температурах и значительных объемных (трехосных) напряжениях.

Считаем необходимым еще раз обратить внимание на важность учета предыстории горного массива и роли временного фактора. Решение аналитических задач, математическое описание процессов и явлений, происходящих при разгрузке части угольного (породного) пласта изучаются в ограниченных системах, поскольку природа основных из них изучена слабо: ранее эти решения для процессов деформаций, происходящих при разгрузке и учитывающих реальную среду, почти не выполнялись, но именно сформировавшуюся к настоящему времени среду и необходимо исследовать в первую очередь.

Анализируя особенности проявлений выбросоопасности на шахтах им. А.Г.Стаханова и «Октябрьский рудник», можно сделать вывод, что степень метаморфизма углей, разрабатываемых шахтами, такова, что уровень природной метаноносности песчаников оказался достаточным для формирования потенциальной выбросоопасности и возникновения выбросов породы и газа.

Две задачи поставила практика и которые решены наукой:

- установить, связана ли генетическая метаноносность песчаника с ближайшим угольным пластом или только с песчаником, в котором метан находится;
- вскрыть особенности метаморфизма органического вещества, содержащегося в песчанике.

На основании экспериментальных исследований, заключавшихся главным образом в измерении давления и состава газов выбросоопасных песчаников и ближайших к ним угольных пластов, был сделан вывод, что газ, находящийся в выбросоопасном песчанике, генетически с ним связан.

В угольных пластах Донбасса, степень метаморфизма которых изменяется в диапазоне, характеризующимся v^{daf} 5 – 45%, изменение содержания гомологов метана подчиняется следующим закономерностям: в углях низкометаморфизованных ($v^{daf} > 45\%$) гомологов метана нет, по мере увеличения степени метаморфизма они появляются, содержание их растет, достигает максимальных значений, а затем снижается вновь до практически полного отсутствия.

В углях одинаковой степени метаморфизма ($v^{daf} = 5 - 35\%$) на небольших глубинах (до 150 м) гомологов метана в составе газов пласта нет; затем по мере увеличения глубины залегания они появляются, содержание их растет, достигает максимальных значений, а затем снижается вновь до практически полного отсутствия. Глубина, на которой отмечены максимальные значения их содержания, тесно связана со степенью метаморфизма углей.

Установление ранее неизвестной закономерности – зависимости природного формирования потенциальной выбросоопасности от степени метаморфизма угля, имеет значительный интерес. Оно должно быть дополнено не менее закономерной зависимостью выбросоопасности от глубины разработки, но ниже зон газового выветривания и вполне может быть подкреплено конкретными фактами по опыту разработки отдельных шахтопластов.

В монографиях [5,8] впервые за тридцатичетырехлетний период (1953 – 1986 гг) анализировалось изменение числа выбросов угля и газа, произошедших при выемке угля по мере увеличения глубины разработки (всего 960). Выбросы угля и газа, произошедшие при глубоком внедрении (бурение скважин и гидроотжим), не учитывались.

Анализ был как бы двухэтапным.

На первом этапе констатировалось, что рассматриваемый значительный период времени – это как бы непрерывное углубление ведения горных работ, в среднем примерно на 300 м. Полагалось (на втором этапе), что рост до 1968 – 1969 гг и последовавшее затем снижение к 1986 г числа внезапных выбросов угля и газа происходил, главным образом, под влиянием увеличения глубины разработки. Делался вывод о необходимости дальнейших исследований.

Обработка статистических материалов о числе внезапных выбросов угля и газа N , происшедших при выемке на различных глубинах (H , м), позволило получить весьма надежную зависимость (1) при высоком значении корреляционного отношения $\eta = 0,98$.

$$N = H^{6,8} e^{-0,01H-29,4} \quad (1)$$

Обращалось внимание на то, что на глубинах, где уже прекратились внезапные выбросы при ручной или механизированной (узкозахватной) выемке, выбросы угля и газа при сотрясательном взрывании имели место. В частности, по состоянию на 01.06.88 г при разработке шахтопластов, характеризующихся $v^{daf} < 13\%$ на глубинах более 800 м не произошло ни одного внезапного выброса угля и газа.

Известно, что при производстве взрывных работ практически всегда разрушается угольный пласт на глубину (1,6 – 2,2) м. Ширина захвата при механизированной выемке в лавах выбросоопасных пластов в подавляющем большинстве случаев составляет 0,8 или 0,63 м. В соответствии с нашей рабочей гипотезой, как следует из уже изложенного, реальная возможность возникновения выброса угля и газа определяется как перераспределение напряжений при выемке угля призабойной части пласта.

Уже названный стандарт Минуглепрома Украины, его сущность и само название настоящей работы акцентируют внимание на особом, двояком значении зоны отжима. Если она превосходит глубину выемки, предполагать возможность внезапного выброса, конечно, не следует. Но если она окажется существенно превосходящей паспортную (проектную) глубину выемки за очередной проходческий (выемочный) цикл – непременно возникает опасность травматизма от обрушения пород кровли.

Стандарт Минуглепрома Украины «узаконил» сущность понятия отжим. Но он не назвал методику его определения, а следовательно, поставил такую задачу перед наукой как первостепенную.

Основная направленность дальнейших исследований с позиции уменьшения травматизма от внезапных выбросов угля и газа, а также от обрушений пород как бы двухзначная.

Во-первых, оценивая зону отжима при разработке выбросоопасных пластов как доказывающую отсутствие при выемке в ней угля вероятности возникновения внезапных выбросов угля и газа, необходимо учитывать требование ПБ, в соответствии с которым за основу эффективности примененного способа предотвращения выбросов принимается положение пункта 6.3.6.5 [1], в соответствии с которым по газодинамике зона разгрузки должна превышать глубину вынимаемой полосы угля за цикл не менее чем на величину неснижаемого опережения. Но длина стандартного, выпускаемого заводами (мастерскими) Минуглепрома Украины герметизатора ЗГ составляет 3,2 метра, а зона отжима может составлять величину большую чем длина герметизатора.

Во-вторых, необходимо принимать во внимание тот факт, что большая глубина зоны отжима может также явиться основным фактором влияющим на обрушение пород кровли в очистном забое.

Исходя из этих положений становится очевидным, что необходим более мобильный и достаточно объективный способ определения глубины зоны отжима угольного пласта. Таким способом может быть способ, основанный на измерении уровня акустической эмиссии. Для определения эффективности этого способа и оценки степени корреляции его измерений с нормативным способом, основанным на измерении динамики газовыделения, намечено проведение промышленных испытаний на ряде шахт Донбасса.

Бібліографічний список

1. СОУ 10.1.00174088.011 – 2005 Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ // Стандарт Мінуглепрому України. - Макіївка: МакНДІ, 2006. – 225 с.
2. Степанович Г.Я. Газодинамические явления при подготовке глубоких горизонтов/ Степанович Г.Я., Николин В.И., Лыиков Б.А. – Донецк: Донбасс, 1970. – 110 с.
3. Николин В.И. Современные представления природы выбросоопасности и механизма выбросов как научная основа безопасности труда/ Николин В.И., Заболотный А.Г., Лунев С.Г. – Донецк: Донбасс, 1999. – 96 с.
4. Левкин Н.Б. Предотвращение аварий и травматизма в угольных шахтах Украины/ Левкин Н.Б. – Донецк: Донбасс. - 2002. – 393 с.
5. Забигайло В.Е. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность / Забигайло В.Е., Николин В.И. – Киев: Наук. думка, 1990. – 168 с.
6. Николин В.И. Экспериментальное изучение зависимости деформаций генетического возврата от сохранения влажности образцов / Николин В.И., Подкопаев С.В., Савченко П.И. // Проблемы экологии. – 2002. – №1. – С. 80 – 85.

7. Снижение травматизма от проявлений горного давления/ Николин В.И., Подкопаев С.В., Агафонов А.В., Малеев Н.В. – Донецк: Норд – Пресс. – 2005. – 331 с.

8. Николин В.И. Прогнозирование и устранение выбороопасности при разработке угольных месторождений/ Николин В.И., Васильчук М.П. – Липецк: Липецкое издательство Роскомпечати, 1997. – 496 с.

© Николин В.И., Подкопаев С.В., Худолей О.Г., Капустин А.А., Тюрин Е.А., 2009

Надійшла до редколегії 10.04.2009

УДК 551.24:556.18:622.831

ПРИХОДЬКО С. Ю. (ДонНТУ), ТАРАНЕЦ Р. М. (Институт прикладной математики и механики НАНУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ УСЛОВИЙ НАРУШЕНИЯ РАВНОВЕСИЯ ЭНЕРГЕТИЧЕСКОГО БАЛАНСА В ГОРНОМ МАССИВЕ

Предложена математическая модель, описывающая поведение горного массива при воздействии на него массовых сил. Найдены условия на параметры задачи, при которых возможны геотектонические нарушения.

A mathematic model which describes the behaviour of rocks affected by body forces is presented.

Введение. 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 течение 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 [10].

В работах [1-3] 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 [2], влияние долгосрочных 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 [1-3]. В работе [1] была рассмотрена модель упругих деформаций земной коры, которая при условии сохранения объема 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.

Основной целью данной работы является определение значений некоторого положительного параметра β , который определяет динамику взаимодействия внешних и внутренних сил в безразмерной математической модели (12), при которых в системе возможно нарушение энергетического баланса. Для этого необходимо выполнить:

- переход к безразмерной форме в модели (1);
- построение энергетической диаграммы для задачи (12)-(13);
- анализ энергетической диаграммы.

Постановка задачи. Сделаем нормировку в уравнении (1) [6,7]. Пусть

$$\bar{t} = \frac{t}{t_0}, \bar{x} = \frac{x}{l_x}, \bar{y} = \frac{y}{l_y}, \bar{h} = \frac{h}{h_0}, \bar{f} = \frac{f}{f_0}, l = l_x = l_y, \quad (2)$$

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 ($\text{м}^2/\text{с}^2$). Подставляя (2) в (1), мы получаем

$$\frac{\partial^2 \bar{h}}{\partial \bar{t}^2} = \frac{t_0^2 \mu}{l^2 \rho} \Delta \bar{h} + \frac{t_0^2 f_0}{h_0^2} \frac{\partial \bar{f}}{\partial \bar{h}}. \quad (3)$$

Теперь рассмотрим детально поведение суммарного потенциала f . В работе [11] (формула (1.17), стр. 22) была найдена теоретическая высота ξ наблюдаемого прилива для эквипотенциальной поверхности (геоид), которая зависит от отношения между лунно-солнечным потенциалом W_2 и ускорением силы тяжести g в некоторой точке поверхности, т.е.

$$\xi = \frac{W_2}{g}. \quad (4)$$

В нашем случае $\xi = h$ и $V_e = W_2$. Таким образом, из (4) для нашей ситуации мы находим что

$$h = \frac{V_e}{g}. \quad (5)$$

Проводя нормировку (5), с помощью (2) и $\bar{V}_e = \frac{V_e}{V_{0e}}$, где V_{0e} – значение среднего внешнего потенциала, получаем:

$$\bar{h} = \frac{V_{0e}}{h_0 g} \bar{V}_e. \quad (6)$$

Принимая во внимание тот факт, что ускорение вариации силы тяжести g в большей мере зависит от изменений внешнего потенциала, нежели от других факторов, т.е. g является функцией от $\bar{V}_e$, предположим следующую связь между ними:

$$g = g_0 \bar{V}_e^\alpha \quad (\alpha > 0), \quad (7)$$

где g_0 - среднее значение ускорения силы тяжести, а α – безразмерный положительный параметр характеризующий качественное поведение ускорения силы тяжести в горном массиве. Таким образом, наше предположение (7) говорит о том, что с увеличением воздействия внешнего потенциала ускорения силы тяжести также растет, а скорость роста зависит от значения параметра $\alpha > 0$, который, вообще говоря, может зависеть от многих факторов. Далее, из соотношения (6) и предположения (7) находим качественную зависимость $\bar{h}$ от $\bar{V}_e$:

$$\bar{h} = \frac{V_{0e}}{h_0 g_0} \bar{V}_e^{1-\alpha},$$

откуда выводим, что

$$\bar{V}_e = \left(\frac{h_0 g_0}{V_{0e}} \right)^{\frac{1}{1-\alpha}} \bar{h}^{\frac{1}{1-\alpha}}. \quad (8)$$

Из соотношения (8) следует, что параметр α должен быть меньше 1, т.е. $0 < \alpha < 1$. В случае $\alpha \geq 1$ с увеличением V_e вертикальное смещение не возрастало бы (отсутствовало бы возрастание вертикального смещения), что противоречит эмпирическим данным по измерению вариации силы тяжести [11].

Далее, предположим, что поведение соответствующего внутреннего потенциала V_i пропорционально изменению ускорения силы тяжести:

$$V_i = -a_s g, \quad (9)$$

т.е. рост силы тяжести вызывает возрастание внутреннего потенциала, где a_s - значение среднего расстояния от центра геоида до наблюдаемой поверхности горного массива (м). Отметим, что предположение (9) означает, что горный массив ведет себя подобно тонкой пленке. Учитывая соотношение (7) и $\bar{V}_i = \frac{V_i}{V_{0i}}$ где V_{0i} - значение среднего внутреннего потенциала, мы находим из (9), что

$$\bar{V}_i = -\frac{a_s}{V_{0i}} g = -\frac{a_s g_0}{V_{0i}} \bar{V}_e^\alpha = -\frac{a_s g_0}{V_{0i}} \left(\frac{h_0 g_0}{V_{0e}} \right)^{\frac{\alpha}{1-\alpha}} \bar{h}^{\frac{\alpha}{1-\alpha}}. \quad (10)$$

Таким образом, в силу наших предположений (7) и (9), принимая во внимание (8), (10) и полагая $f_0 = V_{0e} = V_{0i}$, уравнение (3) приводится к нелинейному уравнению колебаний пластины вида:

$$\frac{\partial^2 \bar{h}}{\partial t^2} = \frac{t_0^2 \mu}{l^2 \rho} \Delta \bar{h} + \frac{t_0^2 f_0}{h_0^2} \left(\frac{1}{1-\alpha} \left(\frac{h_0 g_0}{f_0} \right)^{\frac{1}{1-\alpha}} \bar{h}^{\frac{\alpha}{1-\alpha}} - \frac{\alpha}{1-\alpha} \frac{a_s g_0}{f_0} \left(\frac{h_0 g_0}{f_0} \right)^{\frac{\alpha}{1-\alpha}} \bar{h}^{\frac{\alpha}{1-\alpha}-1} \right) \quad (11)$$

Введём следующие обозначения:

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

С учетом наших обозначений, опуская знак черты, уравнение (11) запишется в следующем безразмерном виде:

$$\frac{\partial^2 h}{\partial t^2} = c_0 \Delta h + c_1 h^\beta - c_2 h^{\beta-1}. \quad (12)$$

В дальнейшем, не нарушая общности, мы будем рассматривать уравнение (12) в некоторой фиксированной области Ω с границей $\partial\Omega$ и полагать $c_0 = 1$. Вместе с (12) рассмотрим следующие граничные и начальные условия:

$$h|_{\partial\Omega} = 0, \quad h|_{t=0} = h_0(x), \quad h_t|_{t=0} = h_1(x), \quad (13)$$

где $h_0(x)$ - некоторая начальная геометрия горного массива, а $h_1(x)$ - его начальная скорость изменения.

Замечание. Если $c_1 = 0, c_2 > 0$ и $\beta \geq 1$, то глобально (по времени) ограниченное решение задачи (12)-(13) существует и единственно (см. [4]). Отметим, что уравнение такого вида возникает в релятивистской квантовой механике (см., например, [5]). Если $c_1 > 0$ и $\beta > 1$, то глобально (по времени) ограниченное решение задачи (12)-(13) не существует, но может существовать решение вплоть до некоторого момента времени T^* , который зависит от начальной энергии горного массива.

Далее, исследуем поведение градиента решения задачи (12)-(13) в зависимости от упругой энергии системы:

$$E_{elast}(h(t)) := \frac{1}{2} \int \left(h_t^2 + |\nabla h|^2 + \frac{2c_2}{\beta} h^\beta \right) dx,$$

которая не учитывает влияние внешних сил. Отдельно рассмотрим два случая: $0 < \beta \leq 1$ и $\beta > 1$. Умножим уравнение (12) на h_t и проинтегрируем его по области Ω . В результате получим:

$$\frac{1}{2} \frac{d}{dt} \int \left(h_t^2 + |\nabla h|^2 + \frac{2c_2}{\beta} h^\beta \right) dx = c_1 \int h^\beta h_t \leq \frac{c_1}{2} \int (h_t^2 + h^{2\beta}) dx. \quad (14)$$

Если $0 < \beta \leq 1$, то из (14), используя теорему вложения Соболева $W_2^1(\Omega) \subset L^\gamma(\Omega)$ ($\gamma > 0$) (см. [8]), а именно, оценку

$$\|h\|_{L^\gamma(\Omega)} \leq C_0 \|\nabla h\|_{L^2(\Omega)}, \quad (15)$$

где C_0 - некоторая положительная постоянная, мы устанавливаем:

$$\frac{d}{dt} E_{elast}(h(t)) \leq d_1 E_{elast}(h(t)), \quad d_1 = c_1 (1 + C_0^{2\beta}),$$

откуда находим, что

$$E_{elast}(h(t)) \leq e^{d_1 t} E_{elast}(h(0)). \quad (16)$$

Следовательно, градиент смещения ведёт себя следующим образом:

$$\int |\nabla h|^2 dx \leq 2e^{d_1 t} E_{elast}(h(0))$$

в любой момент времени $t > 0$.

Если $\beta > 1$, то из (14), с учетом неравенства (15), получаем:

$$\frac{d}{dt} E_{elast}(h(t)) \leq d_2 E_{elast}^\beta(h(t)), \quad d_2 = 2^{\beta-1} c_1 (1 + C_0^{2\beta}),$$

откуда находим следующую оценку:

$$E_{elast}(h(t)) \leq \frac{E_{elast}(h(0))}{(1 - d_2(\beta-1)E_{elast}^{\beta-1}(h(0))t)^{\frac{1}{\beta-1}}}, \quad (17)$$

которая остается справедливой вплоть до некоторого момента времени

$$T^* = \frac{1}{d_2(\beta-1)E_{elast}^{\beta-1}(h(0))}, \quad (18)$$

а при $t \rightarrow T^*$ она разрушается. Таким образом, (17) дает нам оценку сверху для поведения градиента смещения, т.е.

$$\int |\nabla h|^2 dx \leq \frac{2E_{elast}(h(0))}{(1 - d_2(\beta-1)E_{elast}^{\beta-1}(h(0))t)^{\frac{1}{\beta-1}}} \quad \text{для всех } 0 < t < T^*.$$

Причем, при $t \rightarrow T^*$ горный массив может претерпевать существенные тектонические нарушения.

Как следствие вышеизложенных рассуждений можно заключить, что для упругой энергии $E_{elast}(h(t))$, которая не учитывает влияние внешних сил, закон сохранения энергии нарушается.

Построение энергетической диаграммы. В этом разделе мы будем рассматривать полную энергию открытой системы:

$$E(h(t)) := \frac{1}{2} \int \left(h_t^2 + |\nabla h|^2 - \frac{2c_1}{\beta+1} h^{\beta+1} + \frac{2c_2}{\beta} h^\beta \right) dx,$$

которая в отличие от $E_{elast}(h(t))$ сохраняет энергетический баланс. Умножим уравнение (12) на h_t и проинтегрируем его по области Ω . В результате получим:

$$\frac{1}{2} \frac{d}{dt} \int \left(h_t^2 + |\nabla h|^2 \right) dx = \frac{c_1}{\beta+1} \frac{d}{dt} \int h^{\beta+1} dx - \frac{c_2}{\beta} \frac{d}{dt} \int h^\beta dx,$$

откуда находим, что

$$\frac{1}{2} \frac{d}{dt} \int \left(h_t^2 + |\nabla h|^2 - \frac{2c_1}{\beta+1} h^{\beta+1} + \frac{2c_2}{\beta} h^\beta \right) dx = 0 \Leftrightarrow \frac{d}{dt} E(h(t)) = 0.$$

Таким образом, после интегрирования по времени, мы получаем закон сохранения полной энергии системы, т.е.

$$E(h(t)) = E(h(0)), \quad (19)$$

где, с учетом (13),

$$E(h(0)) = \frac{1}{2} \int \left(h_t^2(x) + |\nabla h_0(x)|^2 - \frac{2c_1}{\beta+1} h_0^{\beta+1}(x) + \frac{2c_2}{\beta} h_0^\beta(x) \right) dx. \quad (20)$$

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.

Как было показано в предыдущем разделе, случай $0 < \beta \leq 1$ и $\beta > 1$ существенно отличаются. Для $0 < \beta \leq 1$ 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^* (см. (18)). Ниже мы расширим результаты предыдущего анализа, принимая во внимание закон сохранения полной энергии системы (19), и проведем более детальную классификацию возможного поведения градиента смещения.

Итак, из (19), применяя (15), мы находим, что

$$\begin{aligned} \frac{1}{2} \int \left(h_t^2 + |\nabla h|^2 \right) dx &= \int \left(\frac{c_1}{\beta+1} h^{\beta+1} - \frac{c_2}{\beta} h^\beta \right) dx + E(h(0)) \leq \\ &\leq \frac{c_1}{\beta+1} \int h^{\beta+1} dx + E(h(0)) \leq \frac{c_1 C_0^{\beta+1}}{\beta+1} \left(\int |\nabla h|^2 dx \right)^{\frac{\beta+1}{2}} + E(h(0)). \end{aligned}$$

Отсюда, мы получаем следующее неравенство для градиента:

$$\frac{c_1 C_0^{\beta+1}}{\beta+1} \left(\frac{\beta+1}{2c_1 C_0^{\beta+1}} - \left(\int |\nabla h|^2 dx \right)^{\frac{\beta-1}{2}} \right) \int |\nabla h|^2 dx \leq E(h(0)). \quad (21)$$

В начале проанализируем оценку (21) для случая $0 < \beta < 1$. В зависимости от значений начальной энергии возможны пять различных ситуаций:

если $E(h(0)) < E^* = -\frac{(1-\beta)(c_1 C_0^{\beta+1})^{\frac{2}{1-\beta}}}{2(\beta+1)} < 0$, то неравенство (21) не выполняется, а следовательно не существует универсальной (независящей от времени) оценки градиента решения; если $E(h(0)) = E^*$, то градиент решения в точности равен $\int |\nabla h|^2 dx = (c_1 C_0^{\beta+1})^{\frac{2}{1-\beta}}$ в любой момент времени $t > 0$; 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

$E(h(0))$; 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 $t > 0$; если $E(h(0)) > 0$, то градиент решения огра-

ничен 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 $W_2^1(\Omega) \subset C(\overline{\Omega})$ (см. [8]), и амплитуда тоже, т.е. $|h| \leq C < \infty$.

Теперь проанализируем оценку (21) в случае $\beta > 1$. В зависимости от значений начальной энергии возможны три ситуации: если $E(h(0)) > 0$, то градиент решения в любой момент времени $t > 0$ не имеет универсальной оценки сверху; 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 $t > 0$; 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 $\int |\nabla h|^2 dx \leq \frac{2(\beta+1)}{\beta+1-2c_1 C_0^{\beta+1}} E(h(0))$;

если $\chi < 0$ и $E(h(0)) < 0$, то $\int |\nabla h|^2 dx \geq -\frac{2(\beta+1)}{2c_1 C_0^{\beta+1} - \beta - 1} E(h(0))$;

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

Представим, полученные в разделах 2 и 3, результаты в виде сводной таблицы 1.

Выводы. Рассмотренную математическую модель горного массива можно считать универсальной. При задании соответствующих геометрических параметров и краевых условий, эту данную модель можно использовать при исследованиях динамики горных массивов в любой области земного шара.

Хорошо известно, что тензор деформаций $\underline{H}$ и тензор напряжений $\underline{P}$ линейно связаны друг с другом законом Гука:

$$\underline{P} = \lambda \theta \underline{I} + 2\mu \underline{H}$$

где λ и μ параметры Ламе, θ - изменение объема, $\underline{I}$ - единичная матрица. В ситуации когда объем не изменяется ($\theta = 0$), мы получим более простую связь между $\underline{H}$ и $\underline{P}$, а именно, $\underline{P} = 2\mu \underline{H}$. Таким образом, 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 (см. Таблица 1), а как следствие и самого вертикального смещения, позволяет получать информацию о поведении напряжений внутри горного массива.

Таблица 1.

$E(h(0))$	$\int \nabla h ^2 dx$
$0 < \beta < 1$	
$E(h(0)) < E^* < 0$	Квалифицированная оценка сверху на любом фиксированном временном интервале
$E(h(0)) = E^*$	$= (c_1 C_0^{\beta+1})^{\frac{2}{1-\beta}}$
$E^* < E(h(0)) < 0$	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
$\chi > 0, E(h(0)) = 0$	$= 0$
$\chi > 0, E(h(0)) > 0$	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

Библиографический список

1. Р.М. Таранец, В.А. Привалов, С.Ю. Приходько. Новый подход к оценке влияния внешних и внутренних сил на поведение горного массива // Проблемы экології. – Донецьк : ДонНТУ, 2007, №1-2, С.46-50.
2. Р.М.Таранец, В.А.Привалов, С.Ю.Приходько. Об одном из аспектов нелинейной геодинамики: влияние массовых сил на тектоническое поведение земной поверхности на примере Донецкого бассейна/ Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: "Гірничо-геологічна". Випуск №6(125).-Донецьк, ДВНЗ "ДонНТУ", 2007.- С. 205-210.
3. С. Ю. Приходько, Р. М. Таранец. Исследование влияния внешних и внутренних сил на поведение горного массива // Материалы 11-й международной конференции "Геоинформационные технологии в управлении территориальным развитием", Ялта.- 2008.
4. Ж.-Л. Лионс. Некоторые методы решения нелинейных краевых задач. М.: Мир., 1972. – 588 С.
5. I.E. Segal. The global Cauchy Problem for a relativistic scalar field with power interaction // Bull. Soc. Math. France, V. 91 (1963), pp.129-135.
6. С.С. Кутателадзе. Анализ подобия и физические модели.-Новосибирск: Наука, 1986.- 295 С.
7. А.А.Гухман. Введение в теорию подобия. М., Высшая школа.-1973.- 296 С.
8. В.Г. Мазья. Пространства Соболева. Л.,1985.- 415 С.
9. К.Ф.Тяпкин. Физика Земли:Учебник.- К.: Вища шк., 1998.- 312 С.
10. С.Ю. Приходько., Б.С.Панов. Новый подход к описанию геодинамической модели горного массива // Доповіді і повідомлення 4-ї Міжнародної наукової конференції 21-25 квітня 2005 р. у м.Донецьку.- С. 139-141.
11. П. Мельхиор. Земные приливы. М., Мир. – 1968. – 482 С.

Надійшла до редколегії 15.04.2009

© Приходько С. Ю., Таранец Р.М., 2009

УДК 622.8

ШТАГЕР О.А. (ДонНТУ)

ПРОБЛЕМИ РАЦІОНАЛЬНОГО ВИКОРИСТАННЯ ЗЕМЕЛЬНИХ РЕСУРСІВ ДОНЕЦЬКОЇ ОБЛАСТІ

Сучасна екологічна ситуація в Україні характеризується як кризова, що пов'язано з інтенсивним техногенним впливом на навколишнє природне середовище гірничодобувної, металургійної та хімічної промисловості. Інтенсивне використання надр та видобуток корисних копалин негативно вплинули на стан навколишнього середовища. Це призвело до появи соціальних, економічних та екологічних проблем. Сучасний стан земельних ресурсів України та Донецької області в цілому потребують удосконалення еколого - економічного механізму управління землекористуванням на підприємствах, що займаються відкритим видобутком корисних копалин. Цей механізм дозволить знизити забруднення, підвищити стійкість земельних відносин, збільшити прибуток за рахунок оптимізації використання.

Modern ecological situation in Ukraine has been characterized as crisis, that is connected with intensive man-caused influence by mining, metallurgical and chemical industry. Mining operations and heavy use of bowels have a negative influence on environmental conditions. This has resulted in appearance of social, economic and ecological problems. The modern state of the land resources in Ukraine and Donetsk region on the whole requires the improvement of ecological and economical mechanism of management of land-tenure on enterprises which are engaged in open mining of minerals. This mechanism will result in the decline of contamination, increase of stability of the land relations; profit increase due to optimization of its use.

Екологічна ситуація у більшості регіонів держави пов'язана з інтенсивним розвитком промисловості. Одним з таких регіонів є Донецька область площа якої налічує 2651,7 тис. га, що складає приблизно 4,40% загальної площі України. В структурі промислового потенціалу області за обсягами реалізованої промислової продукції більше 82% припадає на екологічно небезпечні виробництва – металургійну, видобувну промисловості, виробництво електроенергії, хімічну і нафтохімічну промисловості та виробництво коксу. Постійне техногенне навантаження на природне навколишнє середовище погіршує показники стану атмосферного повітря, водних, земельних і лісових ресурсів, рослинного та тваринного світу, що безумовно веде до екологічних проблем. Загальний екологічний стан, незважаючи на сьогоднішнє зменшення видобутку корисних копалин, продовжує погіршуватися. Проблеми охорони навколишнього природного середовища і комплексного використання природних ресурсів базуються на основних напрямках: охорона і раціональне використання водних ресурсів, охорона повітряного басейну, охорона та раціональне використання земель і надр, комплексне використання відходів виробництва. Головними недоліками у галузі землекористування залишаються проблеми, що пов'язані з безвідповідальним нераціональним ставленням до земельного фонду держави, відсутністю удосконаленої техніки та технології обробки землі, справедливої грошової оцінки земельної ділянки, єдиної цінової політики, відповідного законодавства тощо.

Якісний стан земельного фонду Донецької області постійно погіршується, а сучасне використання земельних ресурсів на рівні регіону та держави, в цілому, не відповідає вимогам раціонального природокористування.

Серед регіонів України Донецька область характеризується найвищою еродованістю ґрунтового покриву. Тут сконцентовано 66,2% змитих сільськогосподарських угідь, із них 66,5% змиті рілля (до загальної площі цих земель). Дефляційно небезпечні сільгоспугіддя становлять 85,8 %, а рілля – близько 90% площі по області. З ґрунтом щороку змивається близько 11 млн. т гумусу, 0,5 млн. т азоту, 0,4 млн. т фосфору і 0,7 млн. т калію. Щорічні еколого-економічні збитки від ерозії ґрунтів дорівнюють 9,1 млрд. грн. Значної екологічної шкоди земельні ресурси зазнають через забруднення ґрунтів викидами промисловості. На поверхні землі знаходиться близько 25 млрд. т порід добувної промисловості, зосереджених більш як на 3500 кар'єрах, шахтах і збагачувальних фабриках [1]. Площа деградованих земель Донецької області складає близько 140 тис. га.

Законодавча база налічує наступні форми власності: державна, колективна та приватна. Ще у 1993р. усі землі Донецької області належали до державної форми власності, хоча в Україні на той час 0,02% було передано у приватну власність і 0,24% - у колективну. У порівнянні на 2009р. близько 58% земельного фонду області відноситься до приватної форми власності, а державна складає – 42%.

В таблиці 1 наведено розподіл земельного фонду по формах власності у Донецькій області, у таблиці 2 – наведена аналогічна інформація по Україні в цілому.

Таблиця 1. Зміна структури земельного фонду Донецької області по формах власності з 01.01.1993 по 01.01.2006

Роки	З них по формах власності					
	Державна		Власність недержавних с/г підприємств (колективна)		Приватна	
	тис. га	%	тис. га	%	тис. га	%
01.01.1993	2651,8	100,0				
01.01.1995	2472,4	93,2	168,2	6,4	11,2	0,4
01.01.2000	1062,7	40,1	1460,0	55,0	129,0	4,9
01.01.2001	1077,0	40,6	233,1	8,8	1341,6	50,6
01.01.2002	1109,9	41,9	94,6	3,5	1447,2	54,6
01.01.2003	1093,0	41,2	59,1	2,2	1499,6	56,6
01.01.2004	1097,2	41,3	44,2	1,7	1510,3	57,0
01.01.2005	1098,5	41,4	32,0	1,2	1521,2	57,4
01.01.2006	1105,4	41,7	24,8	0,9	1521,5	57,4

Таблиця 2. Зміна структури земельного фонду України по формах власності з 01.01.1993 по 01.01.2006

Роки	З них по формах власності					
	Державна		Власність недержавних с/г підприємств (колективна)		Приватна	
	тис. га	%	тис. га	%	тис. га	%
01.01.1993	60199,2	99,74	141,8	0,24	13,8	0,02
01.01.1995	55148,5	91,4	3717,7	6,2	1488,6	2,4
01.01.2000	2391,5	3,9	35941,6	59,6	22021,7	36,5
01.01.2001	2179,7	3,6	27227,2	45,1	30947,9	51,3
01.01.2002	1964,2	3,3	25225,1	41,8	33165,5	54,9
01.01.2003	1789,9	2,9	26477,1	43,9	32087,8	53,2
01.01.2004	1680,6	2,8	24387,9	40,4	34286,3	56,8
01.01.2005	1514,0	2,5	23081,4	38,2	35759,4	59,3
01.01.2006	1444,9	2,4	21689,9	35,9	37220,0	61,7

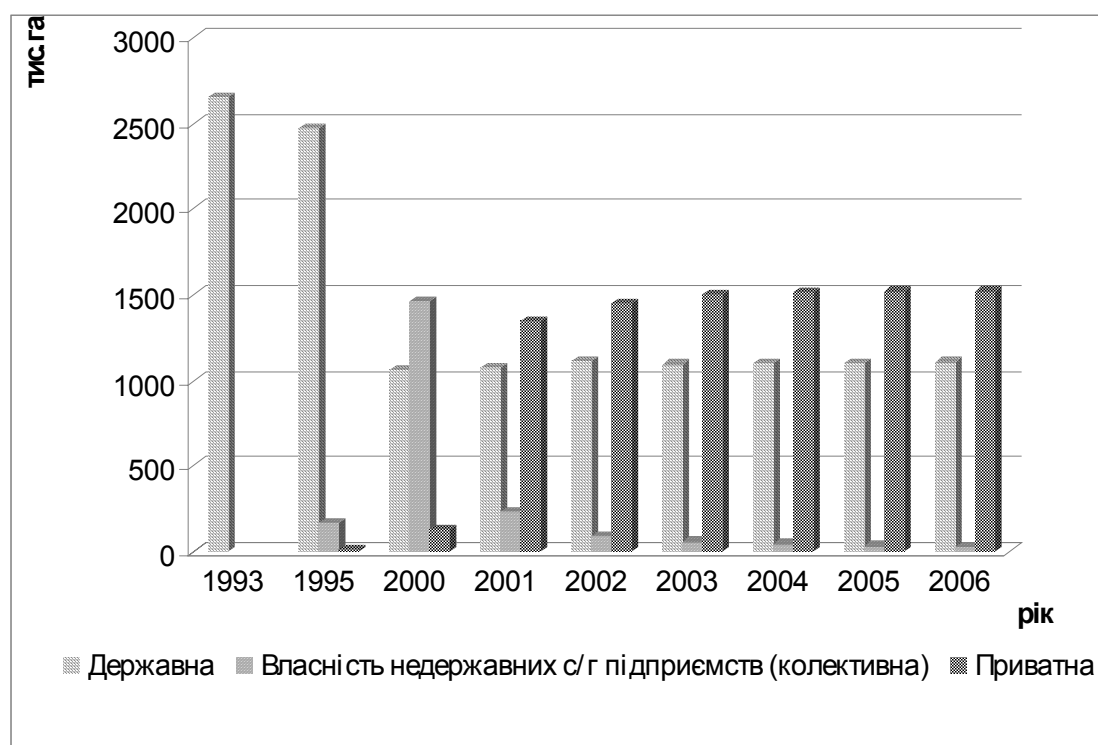


Рис 1. Зміна структури земельного фонду Донецької області по формах власності з 01.01.1993 по 01.01.2006

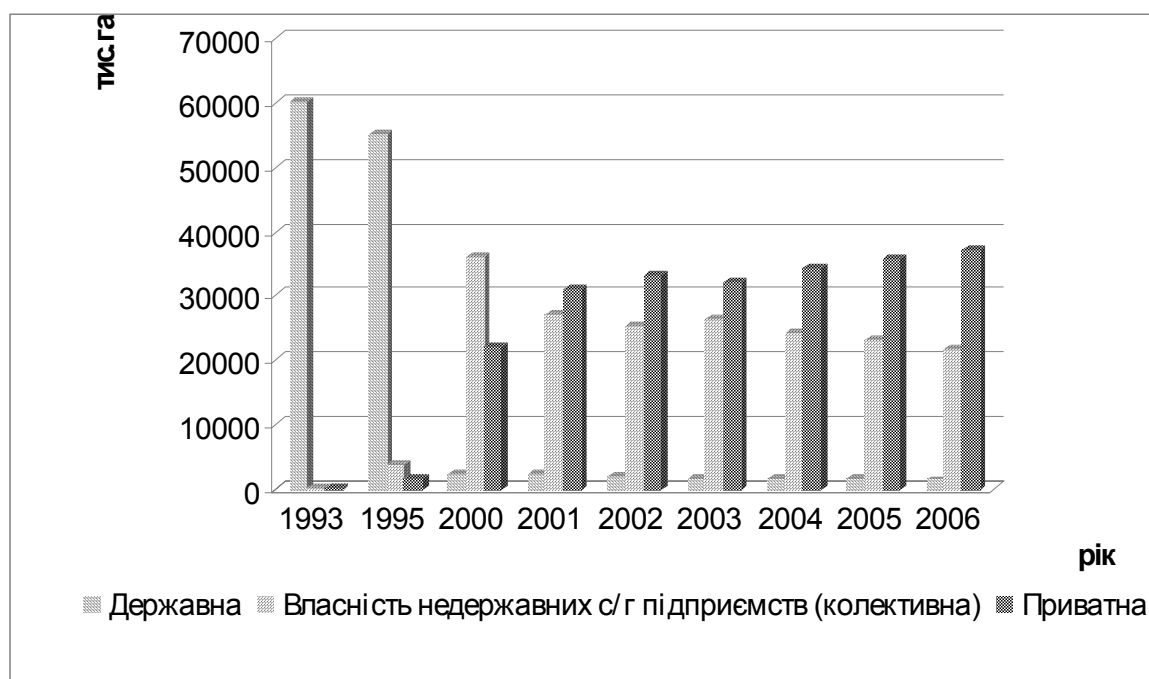


Рис 2. Зміна структури земельного фонду України по формах власності з 01.01.1993 по 01.01.2006

На початок 2009р. загальна площа сільськогосподарських угідь Донецької області становить приблизно 2046,7 тис. га, тобто 77% від усієї території області, а на рівні держави – 70% загальної площі України.

Передані підприємствам земельні ділянки після закінчення терміну оренди мають низькі показники, що в свою чергу призводить до зменшення грошової оцінки земельної ділянки та зменшення попиту на відпрацьовані землі. До таких показників відносяться: родючість ґрунтів, відсоток порушення ландшафту гірничим підприємством, склад поверхні землі тощо. Головною метою промислового підприємства повинна бути стратегія збільшення реальної вартості земельної ділянки з відповідною платнею за її використання. Це пов'язано з тим, що у якому би стані не була земля, вона залишається одним з головним ресурсом держави.

Найбільш актуальною проблемою у сфері землекористування є визначення ринкової вартості земельної ділянки. Існуючі методики визначення вартості не є удосконаленими, бо більшість показників не обґрунтовані і мають застарілі значення, особливо під час грошової оцінки земель сільськогосподарського призначення. Однією з форм підвищення цінності земельної ділянки є рекультивація відпрацьованих земель. Але, навіть, після проведення робіт з відновлення стану земельних ресурсів, вартість в більшості випадків залишається заниженою та не має ніякої інвестиційної привабливості як до передачі її в оренду з метою отримання прибутку з видобутку копалин.

Розглянемо політику діяльності промислових підприємств Донецької області щодо виконання планів робіт з рекультивації (рисунк 3):

1. Часткове відновлення (проведення технічного або біологічного етапу)
2. Повне відновлення (проведення обох етапів)
3. Відновлення земель ліквідованих підприємств
4. Повне невиконання робіт

Запропонуємо наступні заходи щодо підвищення ефективного землекористування у регіоні: залучення додаткових грошових коштів на проведення природоохоронних заходів за рахунок залучення інвестицій, місцевих екологічних фондів, підприємства тощо; цільове використання грошових коштів, створення спеціалізованих служб з охорони навколишнього середовища, зміни законодавчої база, впровадження мотиваційних засад, підвищення рівня експлуатації відновлених та відпрацьованих земель, модернізація основних засобів та технологічних схем видобутку. Головна ідея полягає у отриманні компенсацій або додаткового прибутку за рахунок товарів або послуг, які підприємство отримує з земель після проведення робіт з рекультивації.

Отримання додаткового прибутку враховує одночасне покращення трьох ефектів:

1. Економічного – що забезпечить приріст власних коштів на розраховану суму та дасть можливість зменшити статті витрат підприємства. Для підприємства результат визначається приростом прибутку від реалізації продукції та послуг, отриманих від цих земель.

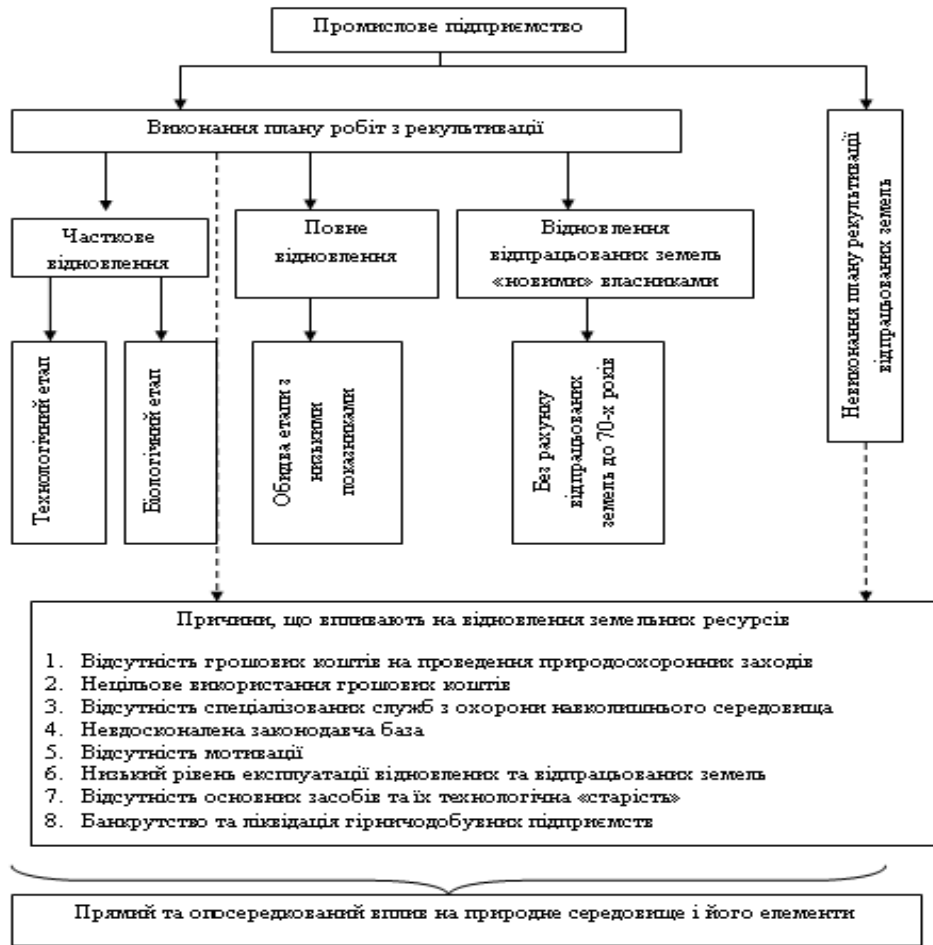


Рис. 3. Політика діяльності промислового підприємства в відновлення земельних ресурсів

2. Екологічного - збільшення насаджень, які використовуються в процесі рекультивації, зменшення ерозійних процесів, зниження рівня забруднення повітряного і водного басейнів, поліпшення мікроклімату, підвищення родючості і врожайності прилеглих і порушених земельних угідь, затримування і регулювання поверхневого стоку, зниження змиву родючого шару з розораних полів, сприяння розвитку тваринного і рослинного світу.

3. Соціального - створення рекреаційних зон, паркових насаджень, додаткових робочих місць, сприятливих умов для життєдіяльності людини та функціонування екологічних систем у районі розміщення об'єктів рекультивації. Виховання ощадливого ставлення до природних і земельних багатств.

Бібліографічний список

1. Отходы горнопромышленного производства Украины: Экологические и экономические проблемы/ Воеводин В.Н., Решетов И.К., Зарицкий П.В. и др.// Захист довкілля від антропогенного навантаження Вип.1(3) Харків-Кременчук 1988.-с.20-27.

Надійшла до редколегії 17.04.2009

© Штагер О.А., 2009

УДК 622. 285

ГУЛЯЕВ В. Г. (ДонНТУ), КИТАЕВА С. А. (МакНИИ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВИБРОАКТИВНОСТИ ВЫСОКОНАПОРНЫХ НАСОСНЫХ АГРЕГАТОВ С КРИВОШИПНО-ШАТУННЫМИ МЕХАНИЗМАМИ В ПРИВОДЕ

Предложена методика исследования виброактивности насосных агрегатов. Выполнен анализ вибраций, обусловленных нелинейной функцией положения кривошипно-шатунных механизмов, рассмотрены направления снижения их виброактивности. Показана необходимость мониторинга технического состояния ВНА, выработавших гарантийный ресурс.

The authors suggest the methods of investigating the vibroactivity of pump units. Vibrations conditioned by the non-linear function of crank-mechanism position have been analyzed, ways of reducing their vibroactivity have been considered. The necessity of high-lift pump monitoring is shown.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Повышение эффективности работы угледобывающих предприятий Украины является важной экономической и научно-технической проблемой. Ее решение осуществляется на основе применения высокопроизводительных и надежных очистных комплексов, базой которых являются механизированные крепи (МК).

В системах гидропривода современных МК находят широкое применение высоконапорные насосные агрегаты (ВНА) с кривошипно-шатунными механизмами (КШМ). Последние являются активными источниками вибрации и шума, которые снижают надежность ВНА и всей системы гидропривода МК, а также оказывают отрицательное воздействие на обслуживающий персонал и окружающую среду. Поэтому важной научно-технической и социальной задачей является проведение системных исследований с целью выявления причин и уровней виброактивности ВНА, установления степени их опасности и разработки мероприятий по предупреждению опасных отказов.

Анализ исследований и публикаций. Анализ и систематизация источников вибраций в составе ВНА с единых методических позиций и некоторые пути снижения их виброактивности изложены в работе [1]. В работе [2] применительно к конкретным параметрам ВНА насосной станции СНТ32 определены кинематические характеристики и динамические нагрузки при программном движении идеального механизма. Постановка задач системных исследований вибрационных процессов ВНА на базе разработанных авторами динамических и математических моделей выполнена в работах [3,4].

Однако в цитированных выше работах недостаточно освещены вопросы исследования природы внутренней виброактивности ВНА, обусловленной особенностями кинематики и динамики КШМ. Вместе с тем, эти вопросы являются важнейшей составной частью исследования динамических свойств рассматриваемых объектов, как источников вибрации и шума.

Постановка задач исследований. Задачами данной работы является разработка и реализация методики теоретических исследований виброактивности ВНА с учетом закономерностей формирования вибрационных процессов механизмами с нелинейной функцией положения ведомых звеньев, а также обоснование необходимости технической диагностики агрегатов при их эксплуатации.

Изложение материала и результаты.

В качестве исходной используем динамическую модель ВНА, предложенную в работе [3]. С учетом поставленной задачи принимаем следующие условия формирования расчетной схемы и динамической модели парциальной системы «КШМ – насос»:

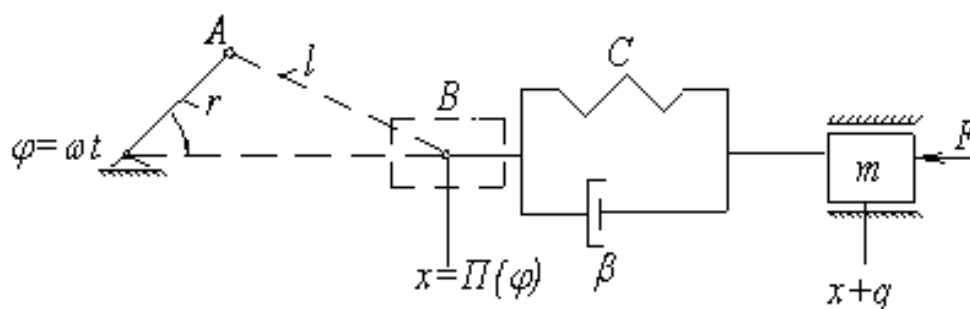
- рассматриваем функционирование условного ВНА с одним КШМ;
- не учитываем динамическую характеристику приводного электродвигателя, упруго-диссипативные свойства и неточности зубчатой передачи;
- в качестве входного звена принимаем эксцентриковый вал, а его угловую скорость считаем постоянной ($\omega = \text{const}$);

- учитываем:

- а) нелинейную функцию положения $\Pi(\varphi)$ КШМ;
- б) инерционные и упруго-диссипативные свойства ведомых звеньев (комплекта ползуна и плунжера массой (m), и приведенные коэффициенты линейной жесткости (c) и линейного сопротивления (β) толкателя и узлов сопряжения его с крейцкопфом и направляющими).

В соответствии с принятыми положениями, динамическую модель парциальной системы «КШМ-насос» можно представить в виде системы с одной степенью свободы (рис.1.).

а)



б)

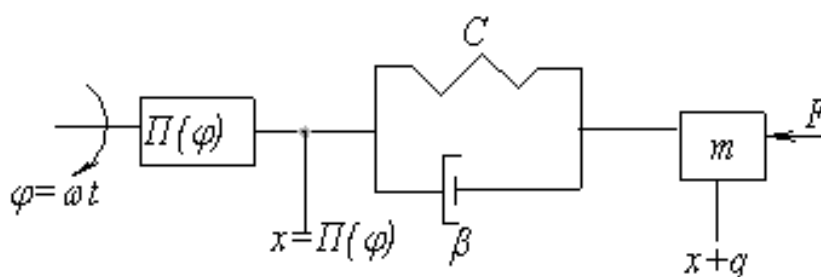


Рис.1. Расчетная схема (а) и динамическая модель (б) парциальной системы «КШМ-насос»: φ – угол поворота кривошипа (эксцентрикового вала); элемент $\Pi(\varphi)$ соответствует преобразованию угла поворота кривошипа φ в перемещение ползуна $x = \Pi(\varphi)$; c, β – расшифрованы выше; m – масса комплекта ползуна и плунжера; $F = F(t)$ – технологическая нагрузка; q – деформация ведомых звеньев.

Для КШМ с $\lambda = r/l \leq 0,1$ геометрическая передаточная функция $\Pi(\varphi)$ (кинематический аналог механизма) может быть представлена [2] приближенно бигармонической функцией:

$$\Pi(\varphi) \approx 0,5\Pi_{\max}[1 - \cos\varphi + 0,25\lambda(1 - \cos 2\varphi)], \quad (1)$$

где $\Pi_{\max} = 2r$ – ход ползуна; r – радиус кривошипа; l – длина шатуна.

Производные передаточной функции $\Pi(\varphi)$ имеют размерность длины

$$\left. \begin{aligned} \Pi'(\varphi) &= r(\sin \varphi + 0,5\lambda \sin 2\varphi); \\ \Pi''(\varphi) &= r(\cos \varphi + \lambda \cos 2\varphi); \\ \Pi'''(\varphi) &= -r(\sin \varphi + 2\lambda \sin 2\varphi). \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

Связь между геометрическими передаточными функциями и кинематическими характеристиками КШМ устанавливается уравнениями [5]

$$\left. \begin{aligned} x(t) &= \Pi(\varphi); \\ \dot{x}(t) &= \Pi'(\varphi) \cdot \dot{\varphi}; \\ \ddot{x}(t) &= \Pi''(\varphi) \cdot \dot{\varphi}^2 + \Pi'(\varphi) \cdot \ddot{\varphi} \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Из уравнений (3) следует, что $\Pi'(\varphi) = \dot{x} / \dot{\varphi}$ представляет отношение обобщенной скорости ползуна к скорости ведущего звена («аналог скорости»), $\Pi''(\varphi) = \left[\frac{\ddot{x}}{\dot{\varphi}^2} \right]$ - «аналог ускорения» при $\dot{\varphi} = \text{const}$, $\Pi'''(\varphi)$ - «пульс» - скорость изменения ускорения.

Приняв за обобщенную координату линейную деформацию q , запишем дифференциальное уравнение движения для принятой модели в виде [6]

$$m\ddot{q} + \beta\dot{q} + cq = -(m\ddot{x} + F), \quad (4)$$

где $\ddot{x} = \Pi''(\varphi) \dot{\varphi}^2$ при $\dot{\varphi} = \omega = \text{const}$ согласно (3).

Поделив все члены уравнения (4) на m , получим

$$\ddot{q} + 2n\dot{q} + k^2q = W(t), \quad (4a)$$

где $n = \beta/2m$ - коэффициент вязкости; $k^2 = c/m$ - квадрат собственной частоты колебаний; $W(t)$ - функция возмущения.

$$W(t) = -(\Pi''(\varphi)\omega^2 + F/m) \quad (4б)$$

Первое слагаемое $W(t)$ является кинематическим возмущением от инерционных неуравновешенных сил, обусловленных видом функции $\Pi(\varphi)$ и частотой ω , второе - отражает силовое возмущение от технологической нагрузки $F=F(t)$.

Если функции $\Pi(\varphi)$, $W(t)$ и их производные не имеют разрывов непрерывности, то решением уравнением (4) будет [6]:

$$q = e^{-nt} (C_1 \cos k_1 t + C_2 \sin k_1 t) + Y(t), \quad (5)$$

где $k_1 = k\sqrt{1-\delta^2}$ - частота свободных колебаний с учетом демпфирования (при $\delta \leq 1$, $k_1 \approx k$). Первое и второе слагаемое в скобках (с учетом e^{-nt}) описывают соответственно затухающие свободные и свободно-сопровождающие колебания, а $Y(t)$ - частное решение уравнения (5) соответствует вынужденным колебаниям.

В установившихся режимах работы ВНА с идеальным КШМ отсутствуют ударные нагрузки, а функции положения бигармонического вида (1) характеризуются непрерывностью на периоде $\varphi=2\pi$, поэтому решение уравнения (5) можно строить с помощью рядов Фурье [6].

Функцию возмущения $W(t)$ представим в виде:

$$W(t) = W_0 + \sum_{j=1}^{\infty} (W_{jc} \cos j\omega t + W_{js} \sin j\omega t) = W_0 + \sum_{j=1}^{\infty} W_j \sin(j\omega t + \alpha_j) \quad (6)$$

где $W_0 = \frac{1}{T} \int_0^T W(t) dt$ - среднее значение функции $W(t)$ на периоде $T = \frac{2\pi}{\omega}$.

$$\left. \begin{aligned} W_{jc} &= \frac{2}{T} \int_0^T W(t) \cos j\omega t dt \\ W_{js} &= \frac{2}{T} \int_0^T W(t) \sin j\omega t dt \end{aligned} \right\} - \text{коэффициенты Фурье} \quad W_j = \sqrt{W_{jc}^2 + W_{js}^2}; \quad \cos \alpha_j = \frac{W_{js}}{W_j};$$

$$\sin \alpha_j = \frac{W_{jc}}{W_j}.$$

При одночастотном гармоническом возбуждении:

$$q = A_0 + \sum_{j=1}^{\infty} A_j \sin(j\omega t + \alpha_j - \gamma_j), \quad (7)$$

где $A_0 = \frac{W_0}{k^2}$ - среднее значение деформации в статике; $A_j = \frac{W_j}{k^2} \chi_j$ - амплитуды гармонических колебаний; $\chi_j^F = \frac{1}{\sqrt{(1-j^2 z^2)^2 + 4jz^2 \delta^2}}$ - амплитудно-частотная характеристика (АЧХ) при силовом возбуждении; $\chi_j^k = \frac{z^2}{\sqrt{(1-j^2 z^2)^2 + 4jz^2 \delta^2}}$ - АЧХ при кинематическом возбуждении;

$$\gamma = \arctg \frac{2jz\delta}{1-j^2 z^2}; \quad \gamma_i \in [0, \pi] \text{ фазовый сдвиг}; \quad (8)$$

$z = \frac{\omega}{k}$ - коэффициент расстройки частоты возбуждения ω и собственной частоты k ;

$\delta = \frac{n}{k}$ - относительный коэффициент демпфирования.

Если $jz = 1 (j\omega = k)$ имеет место резонанс гармоники j , при этом коэффициент динамичности $(\chi_j) \approx \frac{1}{2\delta}$; $\gamma_j = \frac{\pi}{2}$.

При низких значениях $\delta \leq (0,1 \div 0,15)$ коэффициент динамичности принимает высокие значения, что свидетельствует об опасности резонансных режимов.

Решение уравнения (4а) выполним в линейном приближении с использованием уравнения (7) и функции (1), которая отвечает сохранению в ряде Фурье свободного члена W_0 и первых двух гармоник.

Для вскрытия физической природы внутренней виброактивности найдем решение уравнения (4) при $F=F_0=0$, что соответствует работе ВНА в режиме разгрузки силового насоса.

В этом случае функция возбуждения (4б) имеет вид:

$$W(t) = -\frac{d^2\Pi}{d\varphi^2}\omega^2 = -r\omega^2(\cos\omega t + \lambda\cos 2\omega t) \quad (9)$$

С учетом (4б), (7) и (9) имеем: $W_0 = 0$; $W_{1c} = -r\omega^2$; $W_{1s} = 0$; $W_{2c} = -\lambda r\omega^2$; $W_{2s} = 0$; $W_1 = r\omega^2$; $W_2 = \lambda r\omega^2$; $\alpha_1 = \alpha_2 = \frac{3\pi}{2}$.

Следовательно, решение уравнения (4а) при действии только кинематического возбуждения ($W_0 = A_0 = 0$) будет иметь вид:

$$q = \sum_{j=1}^2 A_j \sin(j\omega t + \alpha_j - \gamma_j) \quad (10)$$

где $A_1 = \frac{rz^2}{\sqrt{(1-z^2)^2 + 4z^2\delta^2}}$; $A_2 = \frac{\lambda rz^2}{\sqrt{(1-4z^2)^2 + 16z^2\delta^2}}$; $\gamma_1 = \arctg \frac{2\delta z}{1-z^2}$; $\gamma_2 = \arctg \frac{4\delta z}{1-4z^2}$.

Таким образом, даже при $\omega = \text{const}$ и отсутствии полезной технологической нагрузки ($F=0$), КШМ генерирует линейные вибрации q под действием продольно-направленных неуравновешенных сил инерции

$$P_{\Pi} = m_{\Pi} \ddot{x} = m_{\Pi} r \omega^2 (\cos \omega t + \lambda \cos 2\omega t), \quad (11)$$

где m_{Π} – масса возвратно-поступательно движущихся деталей поршневого комплекта и приведенной к ним (в точке В) части массы шатуна.

Центробежные силы инерции $P_B = m_B r \omega^2$, направлены по оси кривошипа, не имеют плеча относительно оси вращения и не создают возмущающего момента. Они нагружают через подшипники эксцентрикового вала корпус ВНА и являются фактором внешней виброактивности.

Для единичного кривошипно-шатунного механизма суммарная возмущающая сила определяется суммой сил P_{Π} и $P_B \cos \varphi$:

$$P_{\Pi\Sigma} = (m_{\Pi} + m_B) r \omega^2 (\cos \omega t + \lambda \cos 2\omega t), \quad (12)$$

где m_B – эквивалентная вращающаяся масса кривошипа и приведенная к нему (в точке А) часть массы шатуна [2].

Способность КШМ создавать переменный возмущающий момент при равномерном вращении эксцентрикового вала ($\omega = \text{const}$) является признаком его внутренней виброактивности.

Внутренняя виброактивность ВНА с КШМ характеризуется величинами реактивной силы R и реактивного момента M , формирующимися в упруго-диссипативных связях механизма под действием неуравновешенных инерционных нагрузок. Пренебрегая демпфирующими силами, (что допустимо при $\delta \leq 0,1$), реактивную упругую силу R и реактивный упругий момент M можно представить в виде:

$$\left. \begin{aligned} R &= cq = c[A_1 \sin(\omega t + \alpha_1 - \gamma_1) + A_2 \sin(2\omega t + \alpha_2 - \gamma_2)] \\ M &= cq\Pi'(\varphi) = cqr(\sin \omega t + 0,5 \sin 2\omega t) \end{aligned} \right\} \quad (13)$$

Следовательно, в упругих элементах КШМ, под действием реактивных нагрузок формируются взаимосвязанные продольные и крутильные полигармонические вибрации (в рассматриваемом примере – бигармонические).

Амплитуды продольной вибрации зависят, как видно из (10), от величин радиуса кривошипа r и коэффициента расстройки частот $z = \frac{\omega}{k}$.

Для снижения R и M при высоких значениях c , необходимо снижать r и z , что предполагает необходимость оптимизации конструктивных и динамических параметров КШМ. Первое условие, как показано в работе [2], в тихоходных КШМ с $\lambda \leq 0,1$ выполняется.

Второе условие $z \ll 1$ или $\omega \ll k = \sqrt{\frac{c}{m}}$ должно выполняться на стадии проектирования при высоких значениях c и оптимальных значениях m . Так, например, для снижения m в насосах фирмы Хаухинко крейцкопфные поршни выполнены из сплава алюминия.

Анализ конструкции ВНА современных насосных станций показывает, что принятые по условиям прочности размеры толкателя и подшипника (в сопряжении последнего с крейцкопфом) обуславливают высокую продольную жесткость ведомых звеньев. Аналитическое определение c затруднительно, так как отсутствуют рекомендации для расчета податливости игольчатых подшипников. Параметры c и β целесообразно определить экспериментальным путем.

Оценочные расчеты показывают, что при $\omega = 61,5 \text{ с}^{-1}$, $r = 18,75 \text{ мм}$, $z = 0,2$ ($k = 308 \text{ с}^{-1}$) и $\delta = 0,1$ амплитуда первой гармоники вибрации толкателя $A_1 = 0,77 \text{ мм}$. Собственной частоте $k = 308 \text{ с}^{-1}$ одностепенной парциальной системы ($m = 17,8 \text{ кг}$) соответствует коэффициент жесткости $\approx 17 \text{ кН/мм}$. С увеличением z амплитуды растут: так, при $z = 0,3$ ($k = 205 \text{ с}^{-1}$) $A_1 \approx 1,8 \text{ мм}$, поэтому необходимо не допускать возможности резонансных колебаний при $jz = 1$.

В современных насосных станциях для механизированных крепей принят, как известно, дискретный способ регулирования подачи силового насоса. Разгрузка насоса ($Q = 0$; $p \approx 0$) достигается перекрытием линии подпитки, что приводит к остановке плунжеров, механически не связанных с толкателями.

В режиме разгрузки параметр m уменьшается на величину массы плунжера и приведенной к нему массы рабочей жидкости, а частота собственных колебаний k увеличивается. Поэтому при неизменных значениях ω и c уменьшается и z , что способствует снижению амплитуд вибрации A_1 и A_2 .

При работе ВНА в номинальном режиме ($Q = 100-150 \text{ л/мин}$, $p = 32-40 \text{ МПа}$) технологическая нагрузка $F(t) \neq 0$. Она может быть представлена также рядом Фурье. В этом рабочем режиме функция возмущения $W(t)$ будет содержать члены W_0 и гармоники от технологической нагрузки с периодами, кратными $T = \frac{2\pi}{\omega}$.

Следовательно, более высокий уровень виброактивности ВНА в номинальном режиме работы обусловлен суммированием гармонических составляющих вибрации от инерционной силы $m\ddot{x}$ и от переменных компонент технологической силы $F(t)$ см. (6), (7).

При переходе от номинального режима ($W_0 \neq 0$) к режиму разгрузки силового насоса ($W_0 = 0$) и наоборот, скачкообразное изменение W_0 (средней нагрузки) вызывает формирование ударных нагрузок импульсного типа в зубчатой передаче и в шарнирных соединениях с зазорами.

Таким образом, переходные процессы и сопутствующие им вибрации, обусловлены резкими колебаниями средней нагрузки при дискретном способе регулирования подачи силового насоса и возбуждением (затуханием) свободных и свободно-сопровождающих колебаний, см. (5).

Результирующий уровень виброактивности ВНА обусловлен режимом работы и взаимодействием отдельных источников вибрации (электродвигатель, муфта, зубчатая передача, КШМ, поршневой гидроблок, клапаны насоса) и может быть определен экспериментальным путем.

При автоматическом способе регулирования подачи по давлению в напорной гидромагистрале, эквивалентный уровень виброактивности ВНА можно представить суммой уровней виброактивности в номинальном режиме, в режиме разгрузки и переходных режимах с учетом длительности каждого режима.

С увеличением срока эксплуатации ВНА и износа шарнирных соединений КШМ, выполненных на подшипниках качения, растет уровень их виброактивности, что связано с повышением виброперемещений и других параметров вибраций под действием инерционных и полезных нагрузок в условиях растущих зазоров.

Следовательно, уровень виброактивности ВНА характеризует их техническое состояние и меру опасности дальнейшей эксплуатации.

Так, выполненные с участием к.т.н. Яценко В.А. измерения вибраций на ВНА насосной станции СНТ 32, отработавшей гарантийный ресурс и эксплуатирующейся на добычном участке №8 шахты «Щегловка Глубокая», показали, что в диапазоне частот 0-200 Гц средние квадратические значения виброскорости на среднем гидроблоке находятся в диапазоне от 4 до 17 мм/с, см. рис.2.

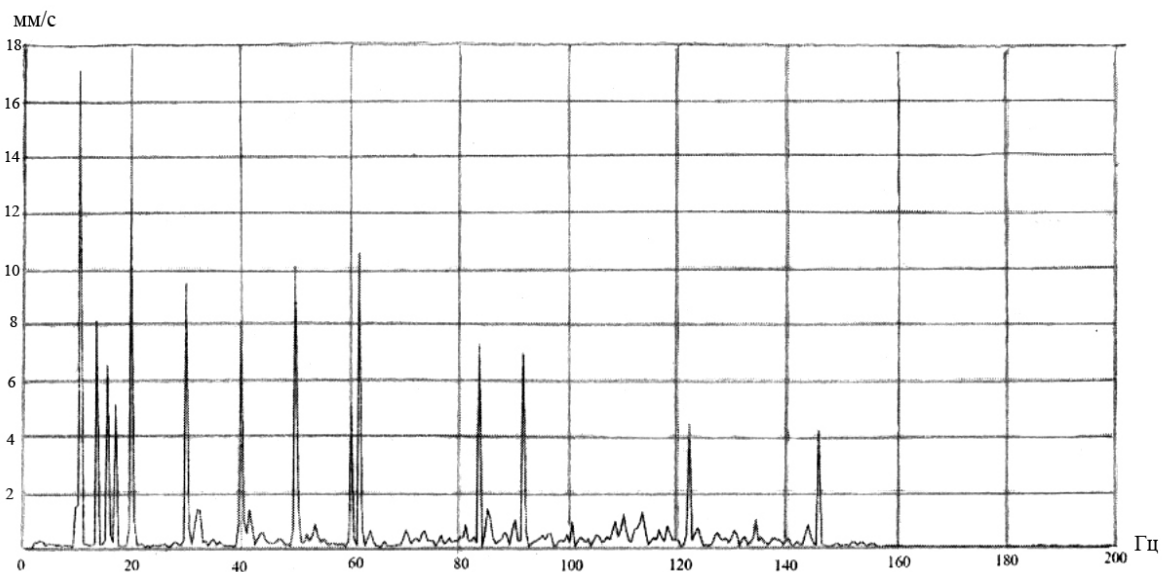


Рис 2. Спектр виброскорости среднего гидроблока ВНА СНТ32

Из рис.2 видно, что в низкочастотном диапазоне 0÷65 Гц максимальные значения виброскорости на частотах 10, 20, 30, 40, 50 и 62 Гц составляют соответственно 17; 12,5; 9,5; 8; 10 и 10,5 мм/с. Спектр является дискретным.

Установленные на металлических рамах ВНА современных насосных станций с двигателями мощностью от 55 до 110 кВт можно отнести к классу 2 по ГОСТ ИСО 10816-1-97.

Примерные значения виброскорости, характеризующие вибрационное состояние машин класса 2, приведены в таблице.

Таблица 1. Примерные границы зон вибрационного состояния машин 2-го класса

Зоны вибрационного состояния		Примерные значения границ зон
Обозначение Зоны	Характеристики вибрационного состояния машин	Средние квадратические значения виброскорости, мм/с
A	Новые машины, введенные в эксплуатацию	$0,28 \div 1,12$
B	Машины пригодные для эксплуатации без ограничения сроков	$1,8 \div 2,8$
C	Машины не пригодные для длительной непрерывной эксплуатации	$4,5 \div 7,1$
D	Уровни вибрации могут вызвать повреждения машин	$11,2 \div 45$

Таким образом, измеренные уровни вибрации гидроблоков характеризуют техническое состояние рассматриваемой ВНА, как соответствующее зонам С и D [7], то есть как предаварийное. Видимо поэтому, эксплуатация упомянутой СНТ32 осуществляется в облегченном режиме ($Q=75$ л/мин, $p=18-20$ МПа).

Поскольку на многих шахтах Украины эксплуатируются насосные станции, выработавшие ресурс, необходимо проводить контроль их технического состояния и при достижении критических значений вибрационных параметров принимать необходимые меры по недопущению опасных отказов. В первую очередь это относится к насосным станциям с одним насосным агрегатом, так как, при отсутствии резервирования в системе гидропривода МК, возможность возникновения опасных ситуаций в комплексно-механизированном забое велика.

Выводы и направления дальнейших исследований.

На основе парциальной модели «КШМ-насос», предложена и реализована методика исследований вибраций и виброактивности ВНА в рабочих и переходных режимах. Выполнены исследования вибраций в режиме разгрузки силового насоса и вскрыта физическая сущность внутренней и внешней виброактивности КШМ с нелинейной функцией положения ведомых звеньев. Рассмотрены возможные пути снижения виброактивности на стадии проектирования. Показана необходимость контроля вибрационного состояния ВНА при эксплуатации их сверх нормативного срока службы.

В дальнейшем планируются исследования вибрационного состояния ВНА с учетом взаимодействия его основных парциальных систем.

Библиографический список

1. Анохина С. А. Анализ и систематизация источников вибрации высоконапорных агрегатов и некоторые пути снижения их виброактивности/ Анохина С. А., Гуляев В. Г. // «Механика жидкости и газа»/ Материалы VI международной научно-технической конференции. – Донецк: ДонНТУ 27-29 ноября 2007г.. – С.5-11.
2. Гуляев В. Г. Анализ кинематических и динамических свойств кривошипно-шатунного механизма в приводе насосного агрегата./ Гуляев В. Г., Гуляев К. В., Анохина С. А. // Наукові праці ДонНТУ. Випуск 13(123). Серія: "Гірниче-електромеханічна". – Донецьк, 2007. – С. 44-56.
3. Гуляев В.Г. Динамические модели для исследования виброактивности насосных агрегатов в системах гидропривода механизированных крепей/ Гуляев В.Г., Гуляев К.В., Анохина С.А. // Наукові праці ДонНТУ. Випуск 14(127). Серія: "Гірниче-електромеханічна". – Донецьк, 2007. – С. 81-92.
4. Гуляев В. Г. Математические модели для исследования вибраций насосных агрегатов с кривошипно-ползунными механизмами в приводе/ Гуляев В. Г., Анохина С. А. // Вісті Донецького гірничого інституту, №2'2008. – Донецьк, 2008 – С.56-63.
5. Вульфсон И.И. Нелинейные задачи динамики машин/ Вульфсон И.И., Коловский М. З. – Л.: «Машиностроение», 1968.-284с.

6. Механика машин (под ред. Г.А. Смирнова). М.: Высшая школа, 1996. - 571 с.

7. ГОСТ ИСО 10816-1-97. Вибрация. Контроль состояния машин по результатам измерений вибрации на невращающихся частях. Часть 1. Общие требования. Москва, ИПК, Издательство стандартов, 1998-С.1

Надійшла до редколегії 08.04.2009

© Гуляев В. Г., Кутаева С. А., 2009

УДК 622.27; 622.1

КАРЛОВА В.В. (МАБИН, г. Стаханов)

ИЗУЧЕНИЕ ЗАПЫЛЕННОСТИ И ЗАГАЗОВАННОСТИ ВОЗДУХА ПРОИЗВОДСТВЕННЫХ ПОМЕЩЕНИЙ

The data to improve dust and gases, which describe changes in the MPC in the holy with the increase in capacity of furnaces, their number and the introduction of new technologies. It has a devastating effect of these factors on the design of crane and crane equipment.

Проблема и её связь с научными и практическими задачами.

Температура и относительная влажность воздуха являются основными параметрами микроклимата производственных помещений. При наличии газов и пыли они обуславливают степень воздействия среды на строительные и металлические конструкции зданий и сооружений.

До настоящего времени еще не достаточно изучен вопрос о воздействии агрессивной среды на подкрановые конструкции и мостовые краны, поэтому тема актуальна.

Первые лабораторные исследования по определению количества выбросов пыли и газов в помещения цехов Стахановского завода ферросплавов были начаты в 1970г. Московским центральным научно-исследовательским и проектно-экспериментальным институтом промышленных зданий. Было установлено, что пылевые выбросы превысили норму в 18-20 раз, газовые в 5 раз, что здания и сооружения Стахановского завода ферросплавов эксплуатируются в агрессивной среде.

В связи с внедрением новых технологий и увеличением количества и мощности печей возросших с 16,5 тыс. кВт до 22,5 тыс. кВт, а затем до 27 тыс. кВт, увеличился выброс пыли и газов в атмосферу и в производственные помещения, ухудшились условия эксплуатации подкрановых конструкций и мостовых кранов. Из-за силовых воздействий мостовых кранов в 1999-1980гг. были разрушены, а потом полностью заменены подкрановые рельсы. Поэтому Харьковскими институтами «ХИСИ» и «Гипросталь» в 1980-1988г.г. было проведено ряд исследований по даче рекомендаций, которые в случае их качественного и своевременного исполнения, позволили бы обеспечить безопасную эксплуатацию склада шихты. Однако, в местах интенсивного движения кранов, рельсы преждевременно изнашивались и заменялись. Разрушались сварные соединения подкрановых конструкций. Изменялась геометрия пути, их уклоны.

Отбором проб воздуха на содержание в нем вредных веществ (пыли и газов) с 1963г. и по настоящее время занимаются Стахановская санэпидемстанция и Стахановский завод ферросплавов, а ученые вузов проводят исследования и предохраняют конструкции от разрушения .

Постановка задачи.

Произвести дальнейшее изучение по увеличению запыленности и загазованности воздушной среды производственных помещений.

Эти данные необходимы для разработки единой методики для контроля подкрановых путей и мостовых кранов, эксплуатируемых в агрессивных средах с учетом всех факторов, оказывающих отрицательное влияние на их эксплуатацию и минимизацию этих факторов.

Изложение материала и его задачи.

При работе электротермических печей в помещениях цехов завода ферросплавов поступают значительные количества лучистого тепла пыли и газов с содержанием окиси кремния, окиси углерода, хромового ангидрида, фосфора, марганца, сернистого газа (табл.1).

Современные условия производства требуют более высокого качества конструкций и материалов. Эти требования должны быть направлены на увеличение сроков службы конструкций, эксплуатируемых в агрессивных средах производства, ибо надежная работа подкрановых конструкций и мостовых кранов обеспечивает бесперебойную работу оборудования и нормальные условия производства.

Как показали исследования, 1991, 1996, 2001, 2005г.г., агрессивность среды производства увеличивается.

Содержание окиси углерода и окиси азота превышают предельно допустимые нормы. Концентрация окислов азота достигают 0,035мг/л, а фосфорного ангидрида 0,16мг/л, при норме соответственно 0,005мг/л и 0,001мг/л.

Пылевые выбросы превышают норму в 25 раз, газовые в 7 раз. Отметка пола склада шихты составляет 168,00м, уровень грунтовых вод поднимается до отметки 162,5м и подтапливает шихтовые материалы.

Таблица 1. Химический анализ воздуха склада шихты

№ п/п	Место отбора пробы	Вид загрязнения	к-во мг/л	ПДК	h	дата отбора
1	2	3	4	5	6	7
1	среднее значение воздуха склада шихты	пыль	0,040	0,002	20	11-II-1970
2	-«-	фосфорн. ангидрид	0,16	0,001	16	-«-
3	-«-	окись азота	0,025	0,005	5	-«-
4	-«-	пыль	0,046	0,002	23	10-I-1979
5	-«-	фосфорн. ангидрид	0,015	0,001	15	-«-
6	-«-	окись азота	0,032	0,005	6,4	-«-
7	-«-	пыль	0,048	0,002	24	16-I-1991
8	-«-	фосфорн. ангидрид	0,015	0,001	15	-«-
9	-«-	окись азота	0,034	0,005	6,2	-«-
10	-«-	пыль	0,050	0,002	25	24-II-2001 14-I-2005
11	-«-	фосфорн. ангидрид	0,016	0,001	16	-«-
12	-«-	окись азота	0,035	0,005	7	-«-

Из них в атмосферу цеха поступают тепловыделения и повышается влажность воздуха с 98% до 100%, влажность пыли с 12% до 12,6%. Температура воздуха понижается от -5,0°С до -6,2°С.

Таким образом, в зимнее время подкрановые конструкции и крановое оборудование эксплуатируются в условиях мокрого режима работы цеха с сильно повышенной агрессивной средой и весьма тяжелым режимом работы кранов (табл. 2).

Результаты анализа проб пыли и продуктов коррозии, отобранные с металлических ферм, показали, что основными агрессивными реагентами, содержащимися в пыли и продуктах коррозии, являются сера и фосфор, которые служат основой для образования кислот. Этот факт подтверждает и кислая реакция водной вытяжки –рН=5.

Несмотря на то, что завод повышает pH, уменьшает агрессивность среды и влажность воздуха, их содержание увеличивается, в связи с увеличением количества печей с 8 до 10, их мощности с 22,5 тыс. кВт до 27,5 тыс. кВт и внедрением новых технологий по выплавке марганца.

Таблица 2. Контрольные замеры эксплуатационных факторов

Годы	Температура воздуха, °С	Влажность воздуха, %	Мощность печей, кВт	Водородный Показатель, pH	Влажность пыли, %	Фосфор, мг/м ³	Сера, мг/м ³	Сернистый газ, мг/м ³	Оксиды азота, мг/м ³
1964	-3,3	70	16,5	5	5	0,039	2,5	5,1	1,4
1970	-4,8	75	16,5	5	6,1	0,040	3,99	7,2	2
1976	-5,0	98	22,5	4,5	11	0,050	3,5	8,8	2,5
1979	-6,8	100	27	3	12,0	0,060	5,0	10	3,5
1985	-6,2	100	27	3	12,6	0,060	5,1	10	3,5
1991	-6,1	98	27	4,9	12,6	0,070	5,25	10,4	3,4
2001	-6,2	100	27,5	3	12,0	0,050	4,7	8,0	3,0
2005	-6,2	99,7	27,5	4,1	12,6	0,072	5,18	10,1	3,4

Для устранения причин, вызывающих разрушение подкрановых конструкций, кранового оборудования и изменения геометрии путей необходимо;

Производить своевременный и надлежащий уход за всеми конструкциями и оборудованием в цехе.

1. Установить пылеулавливающие системы и установки.
2. Постоянно повышать pH.
3. Постоянно уменьшать агрессивность среды и влажность воздуха.
4. Постоянно уменьшать агрессивность грунтовых вод.
5. Установить наземные реперы и производить наблюдения за осадками колонн горизонтальными смещениями и кренами.
6. Следить за состоянием колонн и своевременно бетонировать их.
7. Своевременно проводить контрольные замеры эксплуатационных факторов (температуры воздуха, влажности воздуха, pH и агрессивности среды).
8. Проводить систематические геодезические наблюдения с целью определения реального состояния всей системы подкрановых конструкций и кранового оборудования.
9. Своевременно выявлять сверхнормативные отклонения в той стадии, когда можно ограничиться рихтовкой пути или заменой отдельных ходовых колес отдельных кранов, на отдельных участках пути.

Перечисленные мероприятия позволят минимизировать разрушения конструкций и оборудования, улучшить состояние работающих в цехе и на заводе, уменьшить экономические расходы на преждевременно вышедшие из строя подкрановые конструкции и оборудование.

Выводы и направления дальнейших исследований.

1. Необходимо произвести дальнейшие исследования в производственных цехах, эксплуатируемых в агрессивных средах, по увеличению скорости коррозии подкрановых конструкций и кранового оборудования в связи с увеличением мощности печей, их количеством и внедрением новых технологий.

2. Разработать в Украине единую методику по оценке надежности подкрановых конструкций и кранового оборудования, эксплуатируемых в агрессивных средах производства с учетом минимизации всех факторов, оказывающих отрицательное влияние на производственную среду.

3. Установить все основные причины, вызывающие разрушения подкрановых конструкций кранового оборудования, и изменения их геометрии.

Библиографический список

1. Отчет «Условия эксплуатации и исследования состояния металлических конструкций СЗФ». Госстрой СССР, ЦНИИ промзданий. Москва, 1970г., 160с.
2. Отчет «Реконструкция плавильного цеха №1 связана с увеличением мощности печей». ХИСИ, 1986г.
3. Отчет «Исследование несущей способности металлических конструкций склада шахты». ХИСИ, 1984г.
4. Постановление КП Украины от 5.05.1997г. «Об обеспечении надежности и безопасной эксплуатации зданий и сооружений и инженерных сетей.

Надійшла до редколегії 10.03.2009

© Карлова В.В., 2009

УДК 539.3

НЕКЛЮДОВ М. В. (АДІ ДонНТУ)

НАПРУЖЕНИЙ СТАН МАСИВУ ПОРІД НАВКОЛО ДВОХ КРУГЛИХ НЕЗАКРІПЛЕНИХ ВИРОБОК МІЛКОГО ЗАКЛАДАННЯ

Досліджується напружений стан масиву порід двох незакріплених виробок мілкового закладання. Для розв'язання задачі застосовується один з варіантів методу граничних елементів – метод фіктивних навантажень. Наведені результати розрахунків при зміні геометричних параметрів задачі.

The author has studied stress state of rocks in two unlined excavations at small depths. To solve the problem the author has used a variant of boundary element approach, namely the method of image load. Calculations carried out in case of geometric parameter alteration are described.

Вступ. Підземні виробки являють собою порожнини в гірському масиві й при досить міцних породах, що складають масив, не закріплюються. Крім того, для дослідження їх напруженого стану (НС) з певною точністю може бути застосовано гіпотезу про пружні властивості порід [1-3]. Якщо глибина закладання виробки досить велика, вплив денної поверхні можна не враховувати й розглядати виробку як отвір у нескінченній площині. Фундаментальні дослідження цього питання належать Г.М. Савіну [4], О.С. Космодам'янському [5]. Застосування методів комплексної змінної до задач гірничої механіки описано у роботах М.С. Буличева.

Якщо має місце виробка мілкового закладання, результати, отримані для площини, застосовувати не можна. Зазначимо, що Савіним також розглянутий випадок круглого отвору поблизу поверхні півплощини при дії сталих напружень на нескінченності, по контуру отвору та при дії власної ваги. Наряду з цим задача про дію на півплощину з отвором штампа чи смуги навантаження скінчених розмірів не розв'язана внаслідок її

складності, незважаючи на цінність для інженерної практики. (Наприклад, тиск споруд на масив з виробкою). Тому визначення НС масиву навколо виробки мілкого закладання при дії локального навантаження слід визнати актуальною проблемою.

В поданій роботі масив з виробками розглядається як пружний шар з отворами, який зазнає на поверхні дії штампача чи смуги навантаження. В доступній автору літературі такі задачі не розглядались, що говорить про наукову новизну. Авторіві відома лише одна робота [6], де розглядається пружний шар з трапецеїдальним отвором при дії власної ваги, та з склепінчастим отвором при дії розподіленого по всій поверхні шару навантаження. Порівняно з роботою [6], де застосовані аналітичні методи, задача ускладнена кількістю отворів. Зазначимо, що кількість отворів може бути і більше, причому різної форми. Автором розглядались задачі для шару з отворами склепінчастої, прямокутної та круглої форми, як підкріпленні, так і не підкріпленні [7-9].

З огляду на складність представляється доцільним розв'язувати такі задачі за допомогою чисельних методів – методу скінчених елементів чи методу граничних елементів. Для розв'язку поставленої задачі буде застосовано варіант методу граничних елементів – метод фіктивних навантажень (МФН) [10].

Мета роботи. Метою роботи є оцінка за допомогою МФН напруженого стану пружного шару з двома круглими отворами кругової форми при дії абсолютно жорсткого штампача або рівномірно розподіленого навантаження, прикладеного до поверхні шару над отворами.

Основна частина. В даній роботі аналізується НС шару, який при побудові програми обрізається до розміру $|x| \leq L/2$ (див. рис.1). Розмір L вибирається так, що НДС при $|x| = L/2$ близький до НДС на нескінченності $|x| = \infty$. При виборі граничних умов на бокових гранях досліджуваної області враховувалось, що напруження й переміщення прямують до нуля зі збільшенням координати x . З метою обґрунтування достовірності результатів, вибору необхідної кількості граничних елементів, робота складеної автором за методикою [10] програми перевірялась на результатах робіт [11, 12], де застосовані аналітичні методи. Розбіжність результатів при різній кількості граничних елементів становить $1.7 \div 5.5 \%$. Значення величин L , H обрані при тестуванні програми на результатах [11].

Шар ослаблений двома симетрично розташованими круглими отворами і зазнає дії рівномірно розподіленого навантаження q або абсолютно жорсткого штампача. В роботі усі напруження будуть подані у відношенні до q . У випадку дії штампача його вертикальне переміщення $u_0 = \text{const}$ обчислюється програмою з умови, що головний вектор реактивних напружень під штампачем R^* дорівнює головному вектору розподіленого навантаження $R^* = q \cdot l$.

Граничні умови прийняті такі:

- нижня грань шару ($y = 0$) жорстко закріплена ($u_x \equiv u_s = 0, u_y \equiv u_n = 0$; локальна система координат, пов'язана з кожним елементом, позначена через s, n);
- на верхній грані під штампачем (якщо діє штампач) задане вертикальне переміщення ($u_n = u_0 = \text{const}, |x| \leq l/2, y = H$); дотичні напруження приймалися рівними нулю на всій грані ($\sigma_s \equiv \sigma_{xy} = 0, |x| \leq l/2, y = H$), а нормальні відсутні за межами штампача ($\sigma_n \equiv \sigma_y = 0, |x| > l/2, y = H$);
- при дії на шар рівномірно розподіленого навантаження інтенсивністю q маємо таку умову: $\sigma_y = -q, |x| \leq l/2, y = H$;
- на бокових гранях $|x| = L/2$ прийняті такі умови: $u_x \equiv u_s = 0, \sigma_s \equiv \sigma_{xy} = 0$.
- На контурі отвору навантаження відсутнє.

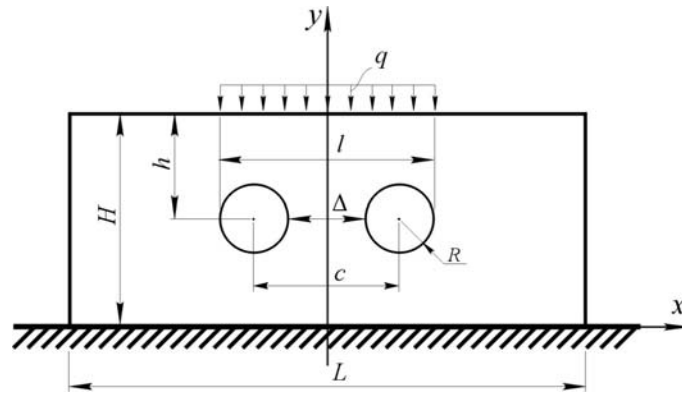


Рис. 1. Схема досліджуваної області шару з навантаженням

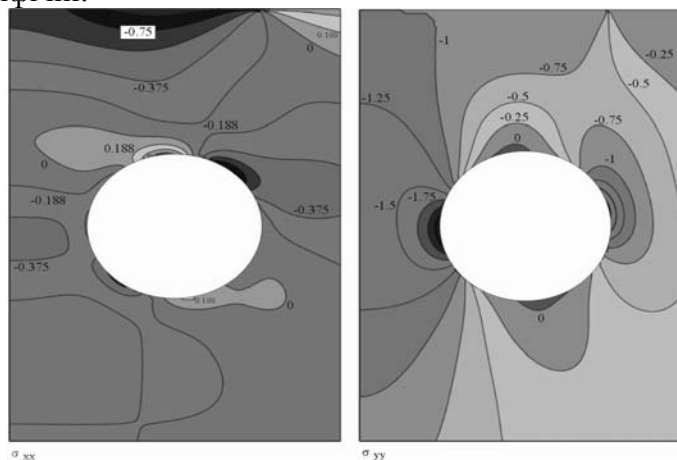
Співвідношення між геометричними параметрами приймалися такими: $L = 2.4H$, $h = 0.5H$, $l = c + 2R$, $\Delta = c - 2R$. Матеріал шару ізотропний. Пружні характеристики шару: $E = 1.5 \times 10^3 \text{ МПа}$ ($G = 600 \text{ МПа}$), $\nu = 0.25$.

При розрахунках границі шару та підкріплення розбивались на сукупність прямолінійних елементів довжиною $2a_i$, $i = 1, \dots, N$. На прямолінійних ділянках контуру шару $2a_i = 0.125 \text{ м}$; на круглому контурі отвору при зміні R кількість граничних елементів залишалась сталою, тому $2a_i = 0.131 \div 0.052 \text{ м}$ при зміні $H/R = 6 \div 15$.

Загальна кількість граничних елементів складає 528 (в задачі використовувались умови симетрії, тобто розглядалась половина області $x > 0$).

Напружений стан пружного шару. При розрахунках змінювався радіус отворів R та відстань між їх центрами c , як наслідок, ширина “перемички” (целіка) Δ та розміру l , а також величина головного вектору R^* . Величини L та h залишались незмінні.

Для оцінки НС будувались поля напружень σ_{xx} та σ_{yy} в області $0 < x < 0.5l + R$; $0 < y < H$. Такі поля напружень при дії рівномірно розподіленого навантаження для випадку $R = \frac{1}{6}H$, $\Delta = 2R$ приведені на рисунку 2. Тут напруження подані у відношенні до q . При зміні геометричних параметрів, а також при дії штамп, розподіл напружень змінюється. Так, наприклад, виникає невелика замкнена область додатних напружень σ_{xx} на осі симетрії в межах целіка. Зрозуміло, при дії штамп напруження концентруються на його краях. Далі більш детально зупинимось на дослідженні НС під навантаженням (під штампом у випадку дії штамп) та на контурі отвору, оскільки в цих місцях напруження специфічні.

Рис. 2. Поля напружень в області $0 < x < 0.5l + R$; $0 < y < H$ при дії навантаження

Напруження на контурі отвору. Тут будемо знаходити тангенціальні напруження σ_θ . Як при дії навантаження, так і при дії штампа, розподіл напружень σ_θ схожий і наглядно демонструється графіком на рисунку 3.

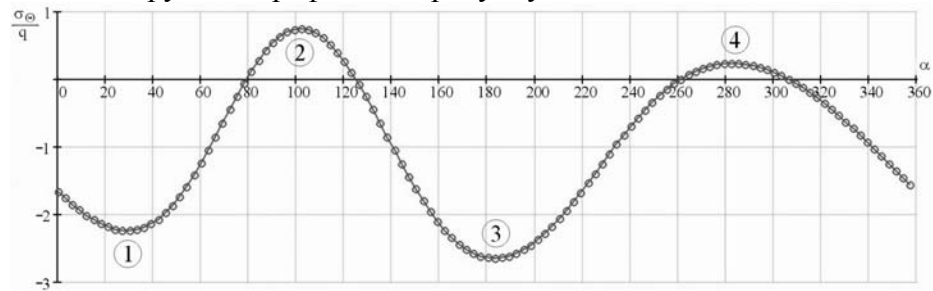


Рис. 3. Розподіл тангенціальних напружень σ_θ по контуру отвору

На графіку подано відношення σ_θ / q в залежності від кута α , що відрховується від осі x проти годинникової стрілки (див. рис.1). Напруження мають чотири екстремуми – два у розтягнутій зоні (екстремуми позначені цифрами 2 і 4), і два у стиснутій (1 і 3). При дії навантаження екстремуми визначались на елементах, розташування яких відповідає кутам $\alpha = 30^\circ; 102^\circ; 183^\circ; 282^\circ$ для екстремумів 1, 2, 3 та 4 відповідно. При дії штампа ці екстремуми відповідають кутам $\alpha = 21^\circ; 93^\circ; 180^\circ; 279^\circ$. В окремих випадках екстремуми знаходились на сусідніх з вказаними елементами, але значення їх відрізняються не суттєво (менш 1,5%).

Наведемо загальний аналіз результатів розрахунку.

1. Екстремум 3 завжди більший по модулю за екстремум 1;
2. Екстремум 2 завжди більший по модулю за екстремум 4;
3. Значення найбільших напружень σ_θ при дії навантаження завжди (за винятком поодиноких випадків) більші за відповідні при дії штампа.

Абсолютні значення екстремумів приведені у таблиці 1.

Таблиця 1. Екстремуми $|\sigma_\theta / q|$ тангенціальних напружень

H/R	Δ/R	Екстремуми при дії навантаження $q=const$				Екстремуми при дії штампа $u=const$			
		1	2	3	4	1	2	3	4
6	1	2.379	0.894	2.884	0.297	2.229	0.569	2.409	0.247
	2	2.245	0.743	2.65	0.231	2.19	0.535	2.262	0.195
	3	2.182	0.678	2.555	0.165	2.176	0.513	2.257	0.139
	4	2.15	0.638	2.489	0.101	2.162	0.48	2.257	0.081
7.5	1	2.076	0.856	2.459	0.353	1.964	0.602	2.175	0.306
	2	2.049	0.762	2.384	0.336	1.976	0.558	2.087	0.289
	3	2.03	0.698	2.378	0.3	2.001	0.541	2.111	0.262
	4	2.012	0.649	2.353	0.256	2.021	0.527	2.136	0.227
10	1	1.675	0.729	1.961	0.359	1.646	0.583	1.83	0.328
	2	1.759	0.719	1.997	0.384	1.713	0.548	1.823	0.342
	3	1.818	0.699	2.082	0.391	1.775	0.529	1.886	0.344
	4	1.851	0.669	2.126	0.379	1.823	0.517	1.937	0.335
15	1	1.162	0.513	1.386	0.312	1.219	0.481	1.346	0.303
	2	1.302	0.566	1.475	0.36	1.335	0.492	1.408	0.339
	3	1.426	0.607	1.611	0.399	1.438	0.496	1.515	0.368
	4	1.526	0.627	1.719	0.425	1.522	0.494	1.602	0.386

Видно, що зі збільшенням H/R , тобто з поступовим відносним заглибленням значення екстремумів спадає, а різниця між екстремумами 3 та 1, а також між 2 та 4, зменшується. Вплив ширини “перемички” Δ різний при різних H/R . Так, при H/R рі-

вному 6 та 7.5 зі збільшенням Δ екстремуми зменшуються; при H/R рівному 10 та 15 зі збільшенням Δ екстремуми збільшуються.

Напруження під навантаженням. Тут будемо досліджувати напруження σ_{xx} . Розподіл їх по лінії $0 < x < 0.5l$ досить різноманітний, наведемо його загальний якісний аналіз. При $H/R = 6$; 7.5 екстремум напружень σ_{xx} розташовується над центром отвору. Лише при $H/R = 7.5$ та $\Delta/R = 4$ екстремум має місце при $x = 0$. Далі при $H/R = 10$ криві σ_{xx} згладжуються й екстремум над отвором можна виділити тільки для $\Delta/R = 3$; 4. При $H/R = 15$ екстремумів над отворами немає. При збільшенні H/R екстремум напружень σ_{xx} спадає. При будь-якому H/R з ростом Δ/R екстремум напружень σ_{xx} зростає.

Характерні ординати кривих σ_{xx} при $x = 0$ та $x = 0.5l$, а також екстремальні ординати наведені у таблиці 2.

Таблиця 2. Характерні ординати $|\sigma_{xx}/q|$ напружень σ_{xx} під навантаженням q

H/R	Δ/R	Характерні ординати σ_{xx}/q			H/R	Δ/R	Характерні ординати σ_{xx}/q		
		$x=0$	$x=0.5l$	екстремум			$x=0$	$x=0.5l$	екстремум
6	1	0.259	0.49	1.014	10	1	0.731	0.567	0.823
	2	0.382	0.495	1.021		2	0.825	0.589	0.858
	3	0.623	0.492	1.04		3	0.922	0.621	0.923
	4	1.026	0.494	1.142		4	1.016	0.67	1.016
7.5	1	0.512	0.532	0.878	15	1	0.848	0.621	0.848
	2	0.651	0.543	0.897		2	0.884	0.645	0.884
	3	0.842	0.56	0.941		3	0.916	0.673	0.916
	4	1.074	0.6	1.074		4	0.944	0.705	0.944

Напруження під штампом. Тут будемо досліджувати напруження σ_{xx} та σ_{yy} , які завжди стискаючі. Розподіл їх по лінії $0 < x < 0.5l$ досить типовий, а саме ці напруження по абсолютній величині поступово зростають зі зростанням x від $x = 0$ до $x = 0.5l$, тому приводяться тільки характерні ординати цих напружень в зазначених двох точках. Зростання напружень повільне всередині цього інтервалу й інтенсивно при наближенні до $x = 0.5l$. В переважній більшості випадків напруження σ_{yy} в точці $x = 0$ мінімальне по модулю, лише в окремих випадках при великих R та Δ можна знайти напруження σ_{yy} , менше по модулю за відповідне напруження σ_{yy} при $x = 0$, але цією різницею можна знехтувати. В усіх випадках σ_{xx} в точці $x = 0$ мінімальне по модулю, в точці $x = 0.5l$ – максимальне по модулю. Як σ_{xx} , так і σ_{yy} спадають з ростом H/R та зростають з ростом Δ/R . Лише при $H/R = 6$ з ростом Δ/R ці напруження спадають.

Характерні ординати цих напружень при $x = 0$ та $x = 0.5l$ наведені у таблиці 3.

Таблиця 3. Характерні ординати $|\sigma_{xx}/q|$, $|\sigma_{yy}/q|$ напружень σ_{xx} , σ_{yy} під штампом

H/R	Δ/R	$ \sigma_{xx}/q $		$ \sigma_{yy}/q $		H/R	Δ/R	$ \sigma_{xx}/q $		$ \sigma_{yy}/q $	
		$x=0$	$x=0.5l$	$x=0$	$x=0.5l$			$x=0$	$x=0.5l$	$x=0$	$x=0.5l$
6	1	0.493	4.809	0.567	7.743	10	1	0.583	3.316	0.577	5.28
	2	0.343	4.726	0.735	7.677		2	0.517	3.507	0.606	5.638
	3	0.267	4.722	0.874	7.628		3	0.458	3.66	0.643	5.914
	4	0.237	4.655	0.944	7.549		4	0.409	3.78	0.684	6.126
7.5	1	0.563	4.066	0.539	6.515	15	1	0.576	2.579	0.623	4.087
	2	0.446	4.167	0.638	6.708		2	0.548	2.786	0.626	4.454
	3	0.363	4.239	0.728	6.842		3	0.52	2.966	0.631	4.772
	4	0.311	4.286	0.798	6.93		4	0.492	3.121	0.641	5.046

Висновки та перспективи подальших досліджень. В роботі проведено дослідження НС масиву з двома круглими виробками мілкого закладання при дії локального навантаження на поверхні над виробками. Проведено ряд розрахунків при зміні геометричних параметрів. Отримані результати можуть бути використані при проектуванні виробок поблизу земної поверхні для оцінки НС навколо виробок та під спорудами, розташованими над виробками.

Використано відомий й перспективний метод граничних елементів (а саме МФН), який дозволяє моделювати напружений стан виробок будь-якої форми з будь-якими граничними умовами. Достовірність отриманих результатів забезпечується співпаданням результатів обчислень програми з результатами інших авторів [11, 12].

Оскільки анізотропія властива у тій чи іншій мірі багатьом гірським породам, а концентрація напружень у невідкріплених отворах для анізотропних середовищ більша, ніж для ізотропних [4], перспективу подальших досліджень при оцінках міцності незакріплених виробок становить врахування анізотропії порід масиву.

Бібліографічний список

1. Булычев Н.С. Проектирование и расчёт крепи капитальных выработок / Н.С. Булычев, Н.Н. Фотиева, Е.В. Стрельцов. – М.: Недра, 1986 – 288с.
2. Ершов Л.В. Механика горных пород. / Л.В. Ершов, Л.К. Либерман, И.Б. Нейман – М.: Недра, 1987. – 192 с.
3. Черданцев Н.В., Изаксон В.Ю. Некоторые трехмерные и плоские задачи геомеханики. – Кемерово: КузГТУ, 2004 – 189 с.
4. Савин Г.Н. Распределение напряжений около отверстий. – К.: Наукова думка, 1968 – 887 с.
5. Космодамианский А.С. Плоская задача теории упругости для пластин с отверстиями, вырезами и выступами. – К.: Вища школа, 1975 – 228с.
6. Melnikov Yu. A. Surface integral method applied to problems of an elastic strip with periodically spaced holes / Yu. A. Melnikov // Journal of applied mechanics. – 1976. – Vol. 43/ – Ser. E. – №4 – p. 599-602.
7. Неклюдов М.В. Змішана задача для шару з прямокутним отвором // Вісті Автомобільно-дорожнього інституту: Науково-виробничий збірник. – Горлівка: АДІ ДонНТУ, 2008. - № 1(6). - с.181 – 189.
8. Мироненко М.І., Неклюдов М.В. Змішана задача для шару з круговим отвором // Науковий вісник будівництва. – Харків: ХДТУБА, ХОТВ АБУ, 2008. - Вип. 45. - с.162 – 168.
9. Мироненко М.І., Неклюдов М.В. Напружений стан шару зі склепінчастим отвором // Науковий вісник будівництва. - Харків: ХДТУБА, ХОТВ АБУ, 2008. - Вип. 50. - с. 96 – 100.
10. Крауч С., Старфилд А. Методы граничных элементов в механике твердого тела. - М.: Мир, 1987.-328с.
11. Араманович И.Г. О распределении напряжений в упругой полуплоскости, ослабленной подкрепленным круговым отверстием / И.Г. Араманович // Доклады Академии наук СССР. 1955. – Т. 104, №3. – с. 372-375.
12. Мироненко Н.И. Напряжённое состояние полосы с одним или двумя упругоподкреплёнными круговыми отверстиями / Н.И. Мироненко // Известия Академии наук СССР. Механика твёрдого тела. – М., 1982. –№6. – с. 73-80.

Надійшла до редколегії 06.04.2009

© Неклюдов М. В., 2009

УДК 532.6

АРТАМОНОВ В. М., КАМУЗ А. М. (ДонНТУ)

ВИВЧЕННЯ КАПІЛЯРНИХ ЯВИЩ ДЛЯ ПІДТВЕРДЖЕННЯ ВЛАСТИВОСТЕЙ ПОВЕРХНЕВО-АКТИВНИХ РЕЧОВИН

Путем изучения капиллярных явлений исследован процесс влагопоглощения пористыми материалами. Доказаны: свойство поверхностно-активных веществ понижать поверхностное натяжение на границе раздела фаз, необходимость правильного ориентирования капилляров для повышения смачивания, постоянство объема пористого тела независимо от расположения капилляров. Предложено создание методики определения повехностно-активных веществ в воде на основе проведенных исследований.

The process of moisture absorption has been investigated through the study of capillary phenomena. The results of the research confirm the following: surface active agents are capable of reducing surface tension on the interphase boundary; a certain orientation of capillaries is required for proper moistening; the volume of a porous body does not depend on the position of capillaries. The given research can serve as the basis for developing new methods to identify surface active agents contained in the water.

Проблема забруднення довкілля поверхнево-активними речовинами (ПАР) неодноразово піднімалася авторами [1–3]. Широке застосування ПАР у технологічних процесах набуло неконтрольованого характеру. Речовини, які володіють низкою негативних властивостей [4], у неоправдано великих концентраціях зі стічними водами попадають у водне середовище та ґрунти нашої планети.

Постало питання регулювання об'ємів добавлення поверхнево-активних речовин до розчинів для миття, підвищення ефективності роботи та стійкості до зносу інструментів та ін. Таким чином, можна знайти оптимальні концентрації ПАР, що є максимально необхідними для покращення технологічних процесів і мінімально забруднюючими при цьому навколишнє середовище.

Тож, вивчення властивостей поверхнево-активних речовин з метою визначення оптимального використання у промисловості та інших сферах є актуальним етапом у дослідженнях природоохоронного спрямування.

Дослідити вплив поверхнево-активних речовин на довкілля можливо за умови вивчення капілярних явищ. Пояснення цьому – у тому, що на виникненні та зміні капілярних явищ чітко просліджується вплив поверхнево-активних речовин на властивості води. Подібне обумовлено властивостями ПАР знижувати поверхневий натяг на межі розділу фаз.

Яскравий приклад вивчення капілярних явищ – поглинанням вологи туалетним папером [5]. Відомо, що туалетний папір структурно пронизаний капілярами, які орієнтовані у одному напрямку. Тож, занурення туалетного паперу в ємність з рідиною призведе до заповнення матеріалу паперу вологою.

Метою нашого дослідження є перевірка властивості поверхнево-активних речовин знижувати поверхневий натяг на межі розділу фаз шляхом опускання валиків туалетного паперу з повздовжнім та поперечним скручуванням капілярів у ємності з дистильованою водою та розчином ПАР.

Техніка виконання дослідів полягає у наступному:

1. Формування валиків туалетного паперу з поздовжнім та поперечним скручуванням капілярів.

Для дослідів було використано туалетний папір «Новинка», виготовлений ПП Нагорнюк, мм. Київ, Донецьк за ДСТУ 4267:2003 (Патент України № 10429 від 15.07.2005). Туалетний папір є одношаровим, що дає змогу без ускладнень спостерігати капілярний ефект. Ширина туалетного паперу складає 77 мм. Тож, нами було взято для дослідів дві прямокутні пластинки туалетного паперу шириною 77 мм і довжиною 90 мм (рис. 1).

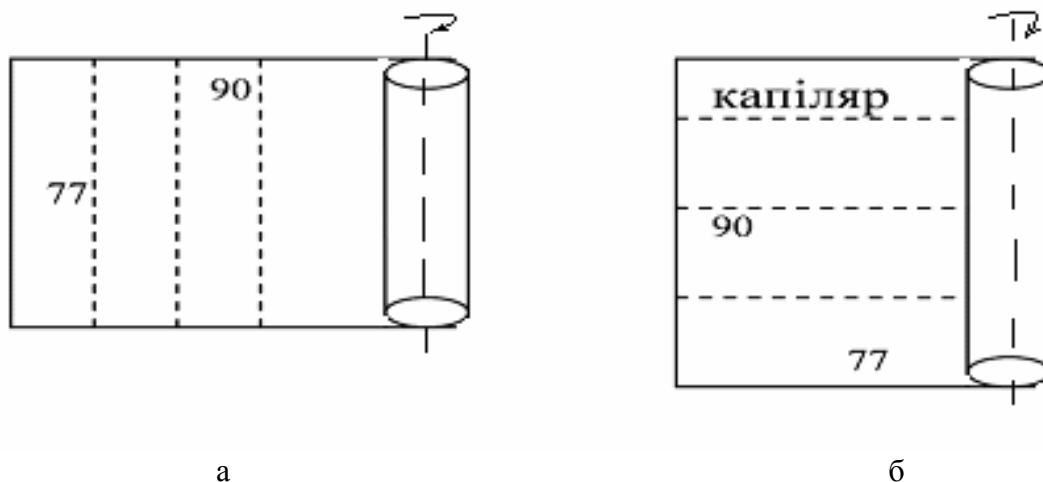


Рис. 1. Схема формування моделі валика: а – з поздовжнім розміщенням капілярів; б – з поперечним розміщенням капілярів

Тож, діаметр скрученого валика у першому випадку склав 4,5 мм, у другому – 4,0 мм.

2. Перевірка капілярного ефекту на прикладі поглинання води валиками з різним розміщенням капілярів.

Кожен із отриманих валиків занурювався в однакові ємності з водою (рис. 2).

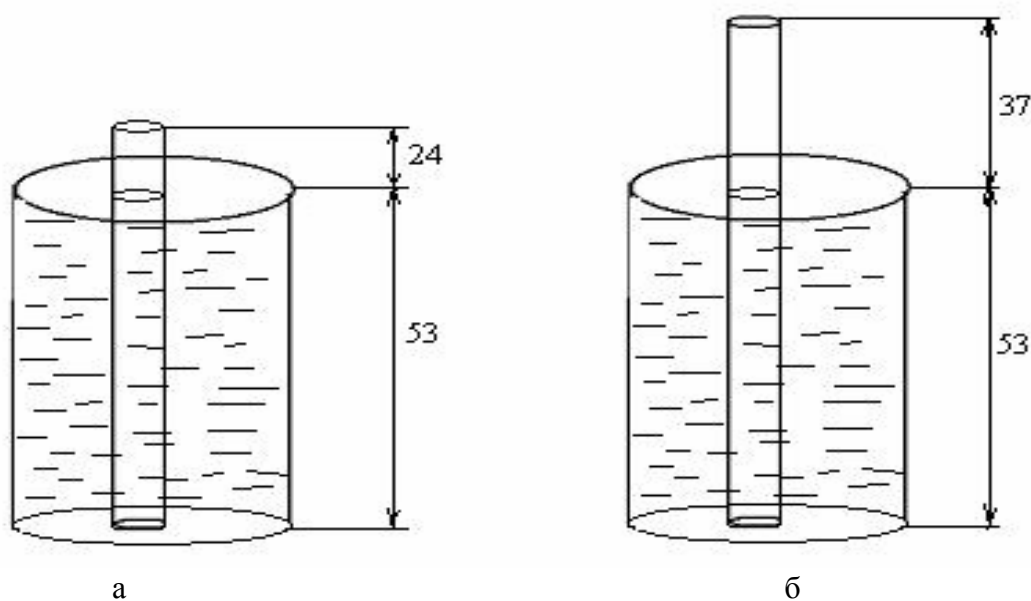


Рис. 2. Схема занурення валика у дистильовану воду: а – з поздовжнім розміщенням капілярів; б – з поперечним розміщенням капілярів

Для дослідів була взята дистильована вода, налита у ємності об'ємом 15 мл. Висота ємностей складає близько 53 мм. Тож, у першому разі висота незануреної частини валика буде становити $77-53=24$ (мм). У випадку з поперечним скручуванням висота складе $90-53=37$ (мм).

Опускання валиків у воду супроводжувалося виштовхуванням тіла (туалетного паперу), що пояснюється дією сили Архімеда. А також – неможливістю одномоментного, швидкого заповнення капілярів водою.

Під час занурення валиків у ємності з водою секундоміром відраховувався час повного насичення капілярів.

Як і передбачалося, валик із поздовжнім розміщенням капілярів рідиною наповнювався швидше, ніж інший. У цьому випадку час заповнення капілярів становив 2 хв 40 с, довший валик повного насичення досягав за 10 хв 28 с. Причому у першому випадку спостерігалось лінійно пропорційне заповнення, у другому – насичення відбувалося зі зниженням інтенсивності.

Ще один висновок, який можна зробити зі спостережень: об'єм рідини, що була поглинута туалетним папером, в обох випадках однаковий – близько 2,5 мл. Це пояснюється просто: однакові за об'ємом і площею пластинки туалетного паперу мають однаковий об'єм капілярів.

3. Перевірка капілярного ефекту на прикладі поглинання води та розчином ПАР валиками з різним розміщенням капілярів:

а) підготовка ємностей з дистильованою водою (по одній для кожного валика) та розчином ПАР у дистильованій воді.

У дослідженнях було використано ємності об'ємом 15 мл, які було заповнено на $2/3$. Тож, об'єм розчинів складав 10 мл.

Для дослідів було взято неіоногенну ПАР неонол АФ 9-4. Поверхнево-активні речовини такого класу є малотоксичними і належать до оксигетильованих вищих жирних спиртів (алкілових ефірів поліетиленгліколя) [4]. Для дослідів було підготовано 1 %-й розчин неонулу у пропорціях «9,9 мл дистильована вода» : «0,1 мл неонол АФ 9-4»;

б) почергове опускання валиків у ємності з дистильованою водою та розчином неонулу із похвилинною зйомкою висоти заповнення тіла валика рідиною.

Опускання валика у ємність з розчином було неповним. Воно полягало лише торканням валика поверхні розчину. Підняття рідини по капілярам валика досягалося за рахунок дії сили капілярного змочування, яка значно більша за дію сили гравітації.

Отримані результати досліджень (рис. 3 і 4) свідчать про поздовжнє орієнтування капілярів у рулонах туалетного паперу.

Це може бути доведено пропорційним змочування туалетного паперу дистильованою водою (див. рис. 3а). У даному випадку залежність висоти підняття водного розчину h від часу його підняття t описується лінійною залежністю (1).

$$h = 3,5 \cdot t - 3,5. \quad (1)$$

У той же час підняття дистильованої води по капілярам туалетного паперу, що орієнтовані поперечним чином, відбувається із затуханням інтенсивності (див. рис. 3б). У даному разі можна говорити про логарифмічний закон швидкості заповнення пористого матеріалу вологою із наступною залежністю (2):

$$h = 2,8971 \cdot \ln(t) + 0,6903. \quad (2)$$

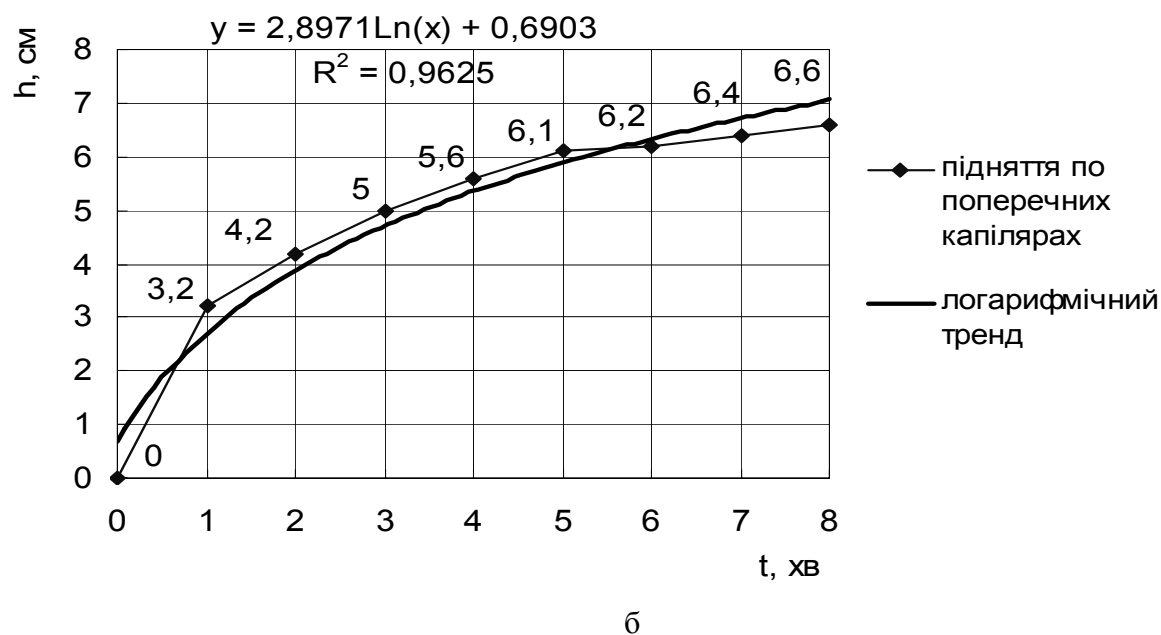
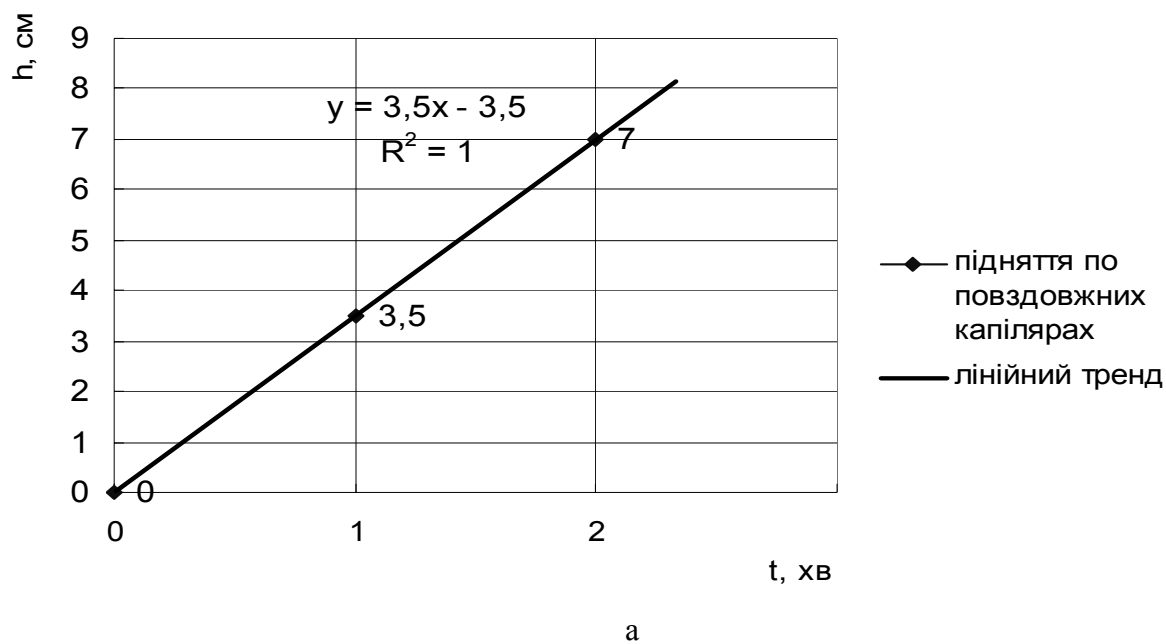


Рис. 3. Результати визначення швидкості змочування пористого тіла дистильованою водою: а – за умови змочування валика з поздовжнім скручуванням; б – за умови змочування валика з поперечним скручуванням

Результати досліджень змочування пористого тіла розчином ПАР характеризуються рисунком 4.

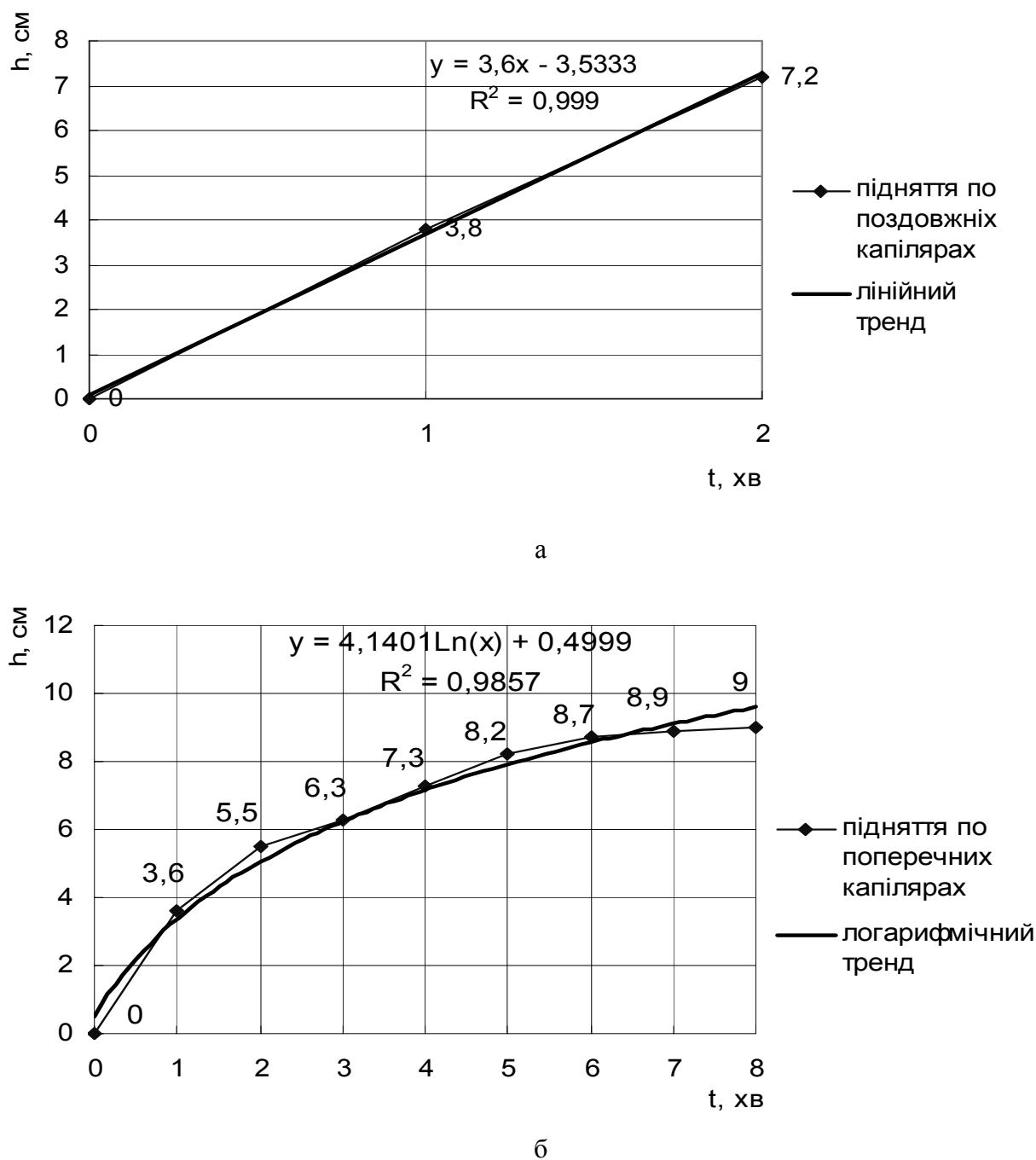


Рис. 4. Результати визначення швидкості змочування пористого тіла 1 %-м розчином ПАР: а – за умови змочування валика з поздовжнім скручуванням; б – за умови змочування валика з поперечним скручуванням

Установлено, що змочування пористого тіла розчином ПАР в обох випадках (поздовжного і поперечного скручування валика) відбувається за менший проміжок часу, аніж за умови змочування дистильованою водою (див. рис. 4а і 4б).

Лінійна залежність (3) рівномірного заповнення капілярів під час змочування валика з поздовжнім скручуванням та логарифмічна (4) нерівномірного із затуханням інтенсивності (змочування валика з поперечним скручуванням) показують: розчин ПАР піднімається на більшу висоту в обох випадках за той же проміжок часу, що і розчин дистильованої води.

$$h = 3,6 \cdot t - 3,5333; \quad (3)$$

$$h = 4,1401 \cdot \ln(t) + 0,4999. \quad (4)$$

Тож, наведені залежності доводять факт зниження поверхневого натягу поверхнево-активними речовинами.

Таким чином, нами було вивчено явище капілярного ефекту. Доказано, що валик пористого матеріалу із поздовжнім розміщенням капілярів рідиною наповнюється швидше, ніж валик із поперечним розміщенням. Проте об'єм поглинання рідини в обох випадках однаковий, що підтверджує однакову ємність пористого матеріалу за однакових розмірів. Чітко просліджується властивість поверхнево-активних речовин знижувати поверхневий натяг на межі розділу фаз: змочування пористого тіла незалежно від орієнтування капілярів розчином ПАР відбувається за менший проміжок часу, ніж за умови змочування дистильованою водою.

У подальшому на основі проведених досліджень можливо створення методики визначення ПАР у воді.

Бібліографічний список

1. Камуз А. М. Розробка та обґрунтування заходів щодо оцінки наявності поверхнево-активних речовин у воді, яка використовується АТЗТ «Веско» : Кваліфікаційна робота магістра : 07.08.01 / А. М. Камуз ; ДонНТУ. – Донецьк, 2006. – 207 с.
2. Артамонов В. М. Вплив діяльності АТЗТ «Веско» на стан забруднення басейну ріки Казенний Торець поверхнево-активними речовинами / В. М. Артамонов, А. М. Камуз // Проблеми екології / Гол. ред. Мінаєв О. А. – Донецьк : ДонНТУ, № 1–2. – 2007. – С. 16–20.
3. Артамонов В. М. Проблема забруднення рік Північного Донбасу поверхнево-активними речовинами / В. М. Артамонов, А. М. Камуз // Вісті Донецького гірничого інституту. – № 1. – Донецьк : ДонНТУ, 2008. – С. 59–64.
4. Поверхностно-активные вещества : Справочник / [А. А. Абрамзон, В. В. Бочаров, Г. М. Гаевой и др.] ; под ред. А. А. Абрамзона и Г. М. Гаевого. – Л. : Химия, 1979. – 376 с. : ил.
5. Логинов Л. А. Экспертиза туалетной бумаги [Электронный ресурс] / Л. А. Логинов // Марафон-2006: методические страницы. – Режим доступа : <http://fiz.1september.ru/2006/15/04.htm>.

Надійшла до редколегії 24.03.2009

© Артамонов В. М., Камуз А. М., 2009

УДК 622.245.1

УЛИТИН Г.М., ЦАРЕНКО С.Н. (ДонНТУ)

ВЛИЯНИЕ ОТКЛОНЕНИЙ ОТ НОМИНАЛЬНОЙ ФОРМЫ ПРОФИЛЯ ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ОБСАДНЫХ ТРУБ НА ВЕЛИЧИНУ КРИТИЧЕСКОГО ДАВЛЕНИЯ

Выполнен анализ степени влияния начальных осесимметричных неправильностей формы профиля поперечного сечения стальной обсадной колонны на ее устойчивость. Даны рекомендации к выбору шага установки мембран внутри труб.

The authors have analyzed the influence of initial axisymmetric irregularities in the shape of a steel casing cross-section upon the steadiness of this casing. Instructions for installing diaphragms inside the pipes are provided.

Обсадные трубы в процессе эксплуатации (при засорении дренажных каналов) и при монтаже подвергается внешнему гидростатическому, а в некоторых случаях и гор-

ному давлению, что нередко приводит к потере их устойчивости. Таким образом, основным критерием выбора геометрических параметров при проектировании колонны и технологических схем монтажа является критическое давление на крепь.

Принятые на производстве методики расчета колонн [1] учитывают только номинальную геометрию труб, что связано с их низкой жесткостью, которая приводит к изменению отклонений в процессе всего технологического цикла (от изготовления до тампонажа). Тем не менее, для предложенного в работе [2] способа повышения конструктивной жесткости стальной крепи, немаловажным является учет влияния на критическое давление отклонений от номинальной формы трубы. Отклонение профиля продольного сечения сложно определить и контролировать, так как оно может возникать только в процессе наращивания колонны. Отклонение от круглости (овальность, огранка) практически всегда известно. При селективном методе сборки проводятся предварительные измерения для лучшей состыковки торцов секций труб, что приводит к возникновению данного отклонения по всей длине колонны.

При исследовании устойчивости оболочки с начальным прогибом используются различные методы решения [3]:

- первый подход состоит в предположении, что оболочка получает осесимметричные начальные прогибы, и в определении образующихся при действии нагрузки напряженных и деформированных состояний оболочки. Если, далее, выписать лианеризованные уравнения, описывающие несимметричные дополнительные прогибы, то можно установить точку бифуркации, в которой от основной кривой равновесных состояний ответвляется линия несимметричных конфигураций;

- второй подход заключается в составлении нелинейных уравнений, описывающих равновесные состояния оболочки при различных параметрах нагрузки. Таким образом, можно построить диаграмму «нагрузка – характерное дополнительное перемещение» и если подобная диаграмма имеет предельную точку, то эта точка определяет верхнее критическое значение нагрузки.

В нашем случае задача состоит в определении влияния огранки трубы на величину критического давления. Если предположить, что в процессе изготовления и транспортировки труб диаметральный размер остается в пределах допуска, предусмотренного технической документацией, то возможная величина отклонения от номинального размера согласно [1] будет составлять, в зависимости от диаметра, порядка $0,69 \div 1,25$ толщины стенки трубы. Таким образом, величина начального отклонения является значительной, что выводит решение данной задачи за пределы линейной теории оболочек. Предложенные решения нелинейной теории предполагают, что начальное волнообразование находится «в резонансе» с волнообразованием оболочки в процессе деформации. Такое допущение не соответствует поставленным условиям задачи.

Для определения величины критического давления, в зависимости от параметров отклонений от номинальной формы трубы, используем метод конечных элементов, реализованный в программной среде ANSYS. В качестве расчетных моделей будем использовать трубы, шарнирно закрепленные по торцам. В качестве начальных неправильностей рассмотрим первые две формы огранки – овальность и треугольную огранку (рис. 1).

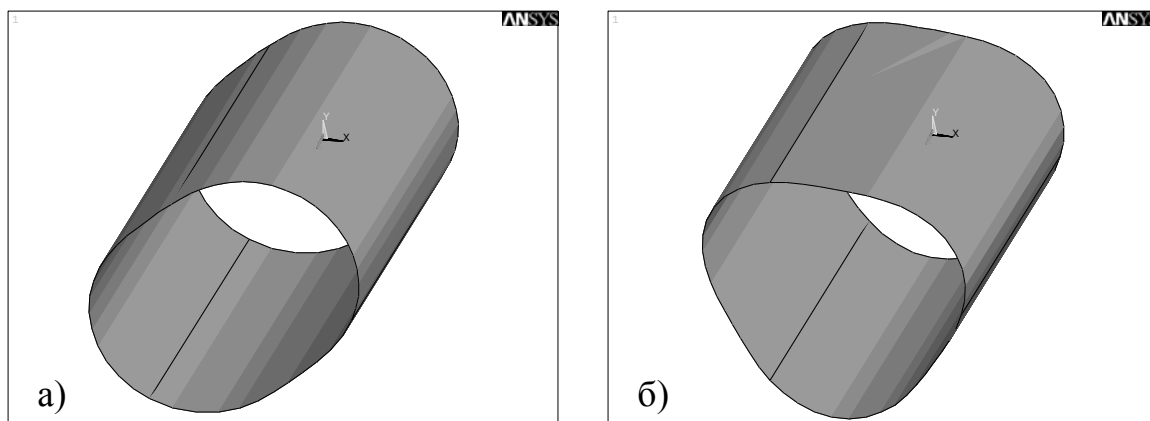


Рис. 1. Начальные неправильности трубы: а) овальность; б) треугольная огранка.

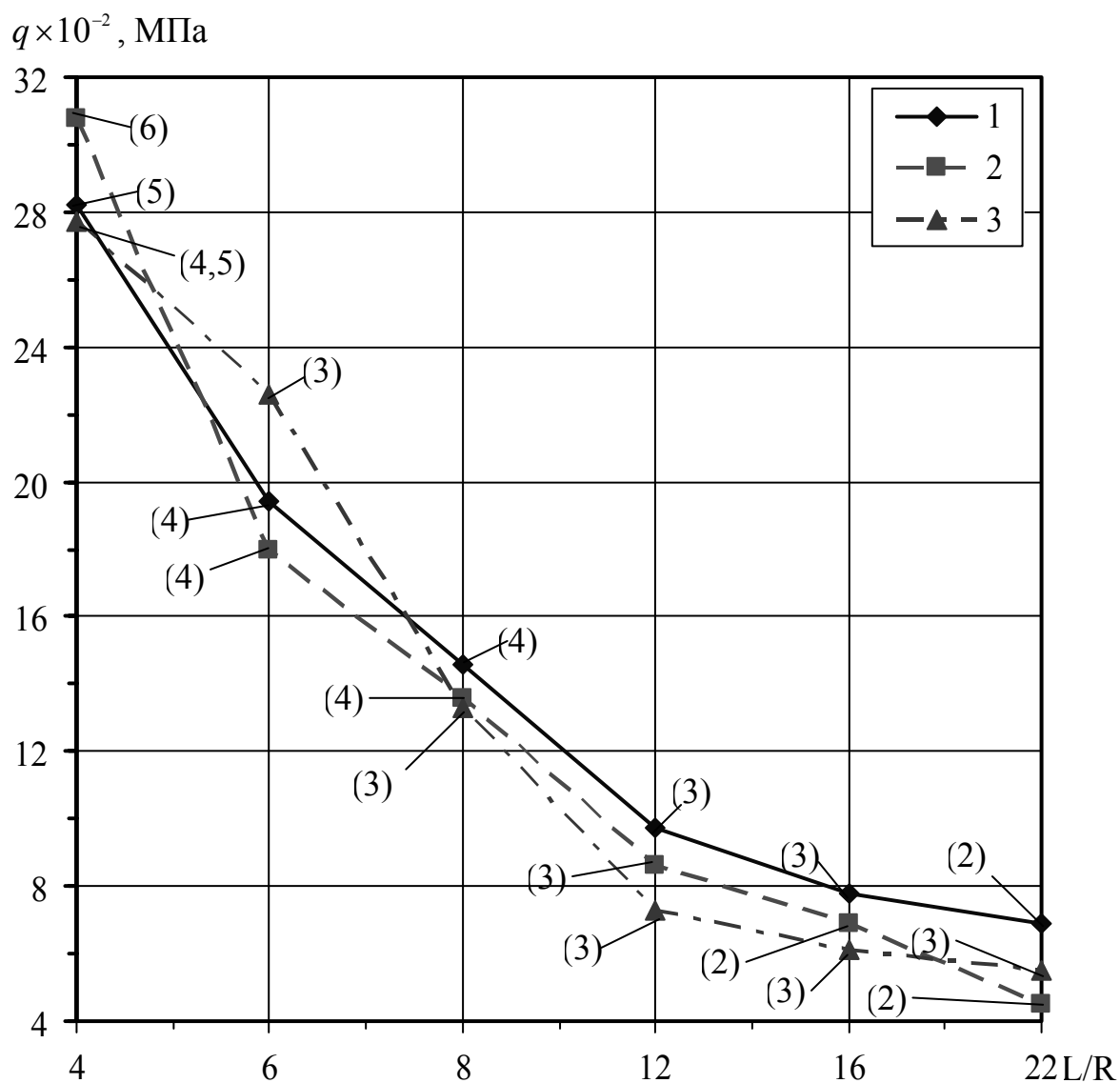


Рис. 2. График изменения критического давления в зависимости от параметра L/R : 1 – для идеальной оболочки; 2 – овальной оболочки; 3 – для оболочки с треугольной огранкой.

На диаграмме (рис. 2) представлена зависимость величины критического давления q , МПа от параметра L/R (отношение длины к радиусу трубы) при $R/\delta \approx 134$ (отношение радиуса к толщине трубы) для трех случаев: 1 – идеальная оболочка, 2 и 3 – овальная и с треугольной огранкой соответственно с отклонением от круглости $\Delta = \delta$. В скобках возле соответствующих точек указана форма потери устойчивости n полуволн.

Проанализировав графики можно сделать следующие выводы:

1. С увеличением длины оболочки влияние характера начальных неправильностей снижается.

2. Величина критического давления при наличии начальных прогибов существенно снижается в случаях, когда форма начального волнообразования близка к форме потери устойчивости идеальной оболочки. При отличии форм, изменение давления не значительно, а в некоторых случаях может превышать исходную величину.

3. Чем больше число полуволн в форме начальных неправильностей, тем выше их влияние на форму потери устойчивости.

Особый интерес представляет поведение оболочки с треугольной огранкой

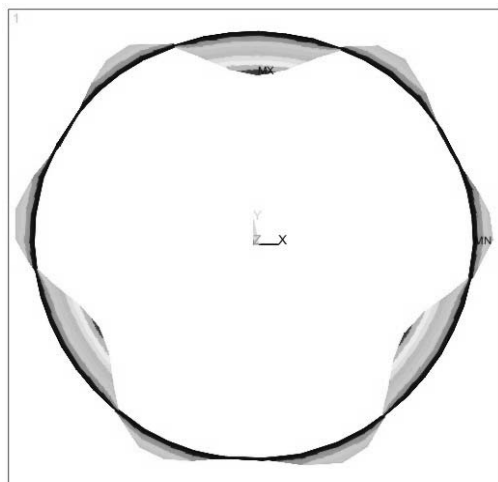


Рис. 3. Форма потери устойчивости для оболочки с треугольной огранкой при $L/R = 4$.

при длине $L/R = 4$. На рис. 3 показан характер волнообразования в процессе потери устойчивости для данного случая. Такой характер свидетельствует, что форма потери устойчивости стремится к форме кратной формы начальных прогибов. При аналитическом расчете, где n считается целым числом, такая форма может быть потеряна ($n = 4, 5$), а соседние дадут завышенное значение критического давления.

На графике (рис. 4) показана зависимость q МПа, от параметра $\xi = \Delta/\delta$, характеризующего величину начального прогиба при $L/R = 12$, $R/\delta \approx 134$ для оболочки с треугольной огранкой.

Согласно графику, небольшое отклонение от номинальной формы приводит к значительному снижению критического давления, при этом дальнейшее увеличение величины прогиба является уже менее значимым.

Таким образом, при выборе величины шага мембран следует учитывать, чтобы форма начальных прогибов не накладывалась на форму потери устойчивости, если же по конструктивным или технологическим условиям выбор такого шага невозможен, то расчетную величину критического давления на крепь следует снижать на 20-30%.

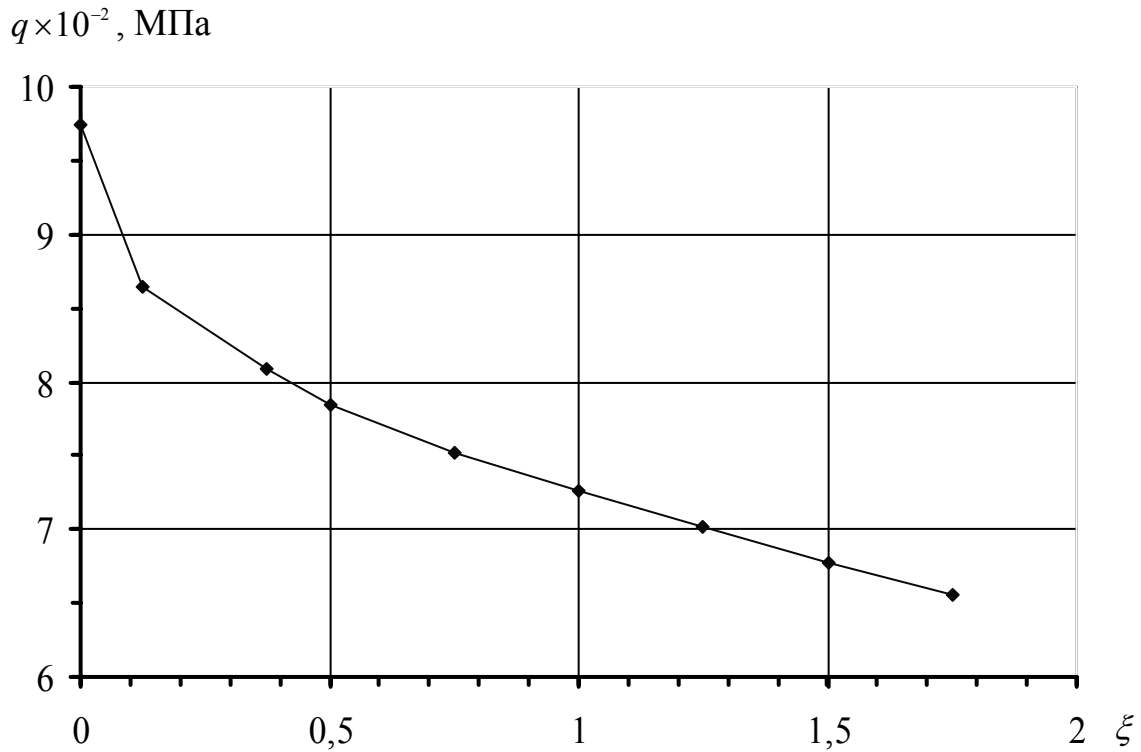


Рис. 4. Графік изменения критического давления в зависимости от параметра начального прогиба $\xi = \Delta / \delta$

Библиографический список

1. Общесоюзные нормы технологического проектирования шахтных стволов и скважин, сооружаемых способом реактивно-турбинного бурения (РТБ): ОНТП 3-80. – М.: Минуглепром СССР, 1980. – 74 с.
2. Улитин Г.М. Влияние конструктивных особенностей обсадной колонны на ее устойчивость / Улитин Г.М. Царенко С.Н. Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників – 2007”. – Д.: РВК НГУ. – 2007. – С. 216-223.
3. Вольмир А.С. Устойчивость деформируемых систем / Вольмир А.С. – М.: Наука, 1967. – 984 с.

Надійшла до редколегії 17.03.2009

© Улитин Г.М., Царенко С.Н., 2009

УДК 504.05

КУЗЫК И.Н

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОПАСНОСТИ ГОРЯЩИХ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ ГХК «ДОНЕЦКУГОЛЬ»

В работе предлагается метод оценки экологической опасности горящих породных отвалов и их влияние на окружающую среду с учетом количества выбрасываемых в атмосферу вредных газов, особенностей формы породных отвалов и их параметров на примере одного из самых крупных подразделений Минуглепрома Украины

The author describes a method of estimating the ecological hazard caused by burning rock dumps and their influence on the environment taking into account the amount of harmful gases emitted to the atmosphere, the peculiarities of rock dumps shape and parameters (by the example of one of the largest subdivisions of Coal Ministry of Ukraine).

Добыча угля, как одного из главных природных энергетических ресурсов, сопровождается извлечением вторичных ресурсов, таких как газ, порода, вода.

Вторичные ресурсы имеют очень важное значение и должны использоваться в условиях малоотходного или безотходного производства. Современное состояние производства в большинстве случаев не предусматривает хотя бы их частичное использование. Это обусловлено экономическими и техническими причинами. Выданная на поверхность «пустая порода» просто складывается на поверхности, занимая большие площади, нарушая и загрязняя окружающую среду. В этом случае, среди основных «нарушителей» следует выделить такой популярный объект, как породный отвал [5]. Анализируя статистические данные можно привести в таблице 1 состояние породного хозяйства по Минуглепрому Украины.

Таблица 1. Количество породных отвалов и их состояние

Объект	Всего	Форма отвалов									Площадь, га	Объем породы, тыс. м ³
		коническая			плоские			хребтовидные				
		всего	действующие	недействующие.	всего	действующие	недействующие.	всего	действующие	недействующие.		
Минугле- пром Украины	690	433	35	398	251	100	152	6	1	5	3485,14	164342

Таким образом, в общее количество отвалов вошли все объекты объединений и отдельных шахт. Из общего числа породных отвалов конических – 62,75%, плоских – 36,37% и хребтовидных – 0,88%. Можно сделать вывод о том, что наблюдается тенденция к постоянному увеличению числа плоских отвалов за счет перепрофилирования и разборки конических отвалов. В тоже время это приведет к существенному увеличению земельных площадей под отвалами за счет увеличения площади основания. На сколько – это предстоит выяснить при проведении аналитических исследований, физического и виртуального (компьютерного) моделирования.

Особую опасность для окружающей среды представляют горящие породные отвалы. Количество таких отвалов приведено в таблице 2.

Таблица 2. Количество горящих породных отвалов по Минуглепрому Украины

Объект	Всего	Формы отвалов					
		конические		плоские		хребтовидные	
		действ.	недейств.	действ.	недейств.	действ.	недейств.
Минуглепром Украины	Всего	15	59	28	19	0	1

Общее число горящих породных отвалов 122, из которых 74 конические, 47 – плоские и 1 – хребтовидный. Общее число действующих горящих породных отвалов – 43 и это составляет 35,2% от общего числа горящих отвалов.

Горящие породные отвалы являются источниками выбросов вредных газов и пыли в атмосферу [6]. Существуют и действуют нормативные документы, по которым производится расчет количества выделения вредных газов в атмосферу из горящих породных отвалов. К ним следует отнести:

1. Отраслевая методика расчета количества отходящих, уловленных и выбрасываемых в атмосферу вредных веществ предприятиями по добыче угля [1].

2. Сборник методик по расчету выбросов в атмосферу загрязняющих веществ различными производствами [2].

3. Временное методическое руководство по выявлению источников загрязнения атмосферы, производству замеров вредных веществ на предприятиях угольной промышленности [3].

4. Сборник методик по расчету содержания загрязняющих веществ в выбросах от неорганизованных источников загрязнения атмосферы [4].

Вышеприведенные методики позволяют определить количество вредных веществ, но с определенной погрешностью. Так, при расчетах количества выбрасываемых газов по горящему породному отвалу шахты им. Абакумова, получены данные по различным методикам и сведены в табл. 3.

Таблица 3. Определение количества выбрасываемых веществ из горящего породного отвала

Объект	Количество выбрасываемых вредных газов, т/год					Всего, т/год	Соотношение с ист. №1
	Вариант расчетов по методике	SO ₂	CO	NO _x	H ₂ S		
ш. им. Абакумова	1	314,5	3144,5	31,4	157,2	3647,6	1,0
	2	9088,1	40929,2	641,5	2672,9	53031,7	14,54
	3	30,6	306,4	3,2	15,3	355,5	0,10

Сравнивая расчеты (табл. 3) по данным методикам можно сделать вывод о том, что имеют место существенные отличия по количеству выбрасываемых веществ. В дальнейшем мы будем рассматривать максимальные значения количества выбрасываемых газов, что соответствует методике [2]. Выбросы вредных газов горящими породными отвалами ГХК «Донецкуголь», определенные в соответствии с методикой [2] приведены в табл. 4.

Анализируя параметры горящих породных отвалов, следует отметить, что большую роль играет площадь боковой поверхности отвала. На основании исследований, проведенных в ДонНТУ разработаны зависимости для определения площади боковой поверхности породного отвала, как конической, так и плоской формы [5]. Так, исходя из выражения (1)

$$S_{\text{бок.п.}} = 0,0228H_i^3 + 13,059H_i^2 - 203,1H_i + 2517,7. \quad (1)$$

Можно определить площадь боковой поверхности идеального породного отвала, а учитывая коэффициенты несоответствия формы имеющегося породного отвала,

$$\bar{K}_H = \frac{K_{H_{\text{соч}}} + K_{H_{\text{отв}}}}{2}; \quad (2)$$

$$K_{H_{\text{соч}}} = \frac{S_{\text{оч.п.}}}{S_{\text{оч.и}}}; \quad (3)$$

Таблица 4. Выбросы вредных газов горящими породными отвалами ГХК «Донецкуголь»

№	Шахта	Параметры отвала					Количество выбрасываемых вредных веществ				K _о опасность, т/м ² бок. пов.
		Вид	Высота, м	Площадь основания, тыс. м ²	Объем, тыс. м ³	Площадь бок. пов., тыс. м ²	SO ₂	CO	NO _x	H ₂ S	
1	ш. им. Абакумова	плоский	64	382,0	14000	398,03	9088,1	40629,2	641,5	2672,9	$\frac{53031}{398030} = 0,133$
2	ш. им. Челюскинцев	конический с плоским негорящим	124	262,0	9617	297,60	413,5	4135,5	41,4	206,8	$\frac{4797}{297600} = 0,016$
3	ш. Трудовская	плоский	47	248,0	10000	257,92	6446	29394,7	458,1	1917,4	$\frac{38217}{257920} = 0,148$
4	ш. Октябрьский рудник	плоский	56	215,0	7400	223,6	5640,3	21931,0	398,1	497,7	$\frac{28467}{223600} = 0,127$
5	ш. им. Калинина	плоский	69	229,0	8600	238,16	6180,5	27631,5	436,2	1817,7	$\frac{36065}{238160} = 0,151$
6	ш. им. 60-летия Советской Украины	конический №3	62	44,0	1200	61,76	29,5	295,0	2,9	14,7	$\frac{342}{64760} = 0,005$
		конический №2	62	84,3	3600	156,25	2,9	29,5	0,3	1,5	$\frac{34,2}{156250} = 0,0002$
7	ш. Глубокая	конический	94	245,0	9617	332,3	309,1	3091,2	30,9	154,5	$\frac{3585}{332300} = 0,011$
Всего							28109,9	121137,6	2009,4	7283,2	

$$K_{H_{\text{уот}}} = \frac{U_{\text{отв.п.}}}{U_{\text{отв.и}}}, \quad (4)$$

где $S_{\text{оч.п.}}$, $U_{\text{отв.п.}}$ – реальные значения площади и объема породного отвала.

Тогда

$$S_{\text{бок.п.}} = \bar{K}_H \cdot S_{\text{бок.п.и}}. \quad (5)$$

В соответствии с вышеизложенным определяем величины площади боковых поверхностей горящих породных отвалов и эта величина является характерной при оценке взаимодействия горящего действующего породного отвала с окружающей средой. При определенном количестве выбрасываемых вредных веществ в атмосферу к площади боковой поверхности отвала можно вывести среднее значение выбросов вредных веществ на 1 м² (K_о) в год исходя из выражения

$$K_O = \frac{\sum V_0}{S_{\text{бок.п}}}, \quad (6)$$

где $\sum V_0$ – суммарное количество вредных газов, выделяющееся в атмосферу, т/год,

$$\sum V_0 = V_{\text{SO}_2} + V_{\text{CO}} + V_{\text{NO}_x} + V_{\text{H}_2\text{S}}, \quad (7)$$

где $V_{SO_2}, V_{CO}, V_{NO_x}, V_{H_2S}$ – количество выбрасываемых вредных веществ по газам, т/год.

С учетом определения K_o для реальных породных отвалов следует сделать вывод о значительном превышении количества вредных газов на единицу площади боковой поверхности для плоских породных отвалов.

Сравнение этих показателей приведено на рис.1. Характеристики отвалов размещены в соответствии с номером в таблице 4.

Сравнивая значения $\bar{K}_o$ (рис.1) можно сделать вывод о том, что при большем значении площади боковой поверхности плоские породные отвалы имеют соответственное высокое значение количества выбросов. В среднем это составляет по сравнению с коническим десятки раз... Это может быть основанием для следующих выводов:

1. Горящие плоские породные отвалы более опасны для окружающей среды, т.к. выбрасывают большее количество вредных веществ на 1 м^2 площади боковой поверхности в год.

2. Горящие конические породные отвалы обладая меньшими показателями площади боковой поверхности и среднего значения выбросов на единицу поверхности в год менее опасны в экологическом плане, чем горящие плоские породные отвалы и их перепрофилирование или разборка приведет к активизации выбросов в атмосферу и соответственно увеличение площади боковой поверхности.

3. Дальнейшее использование горящих породных отвалов, конических и плоских, невозможно без проведения комплекса мер по его тушению, разборке, перепрофилированию.

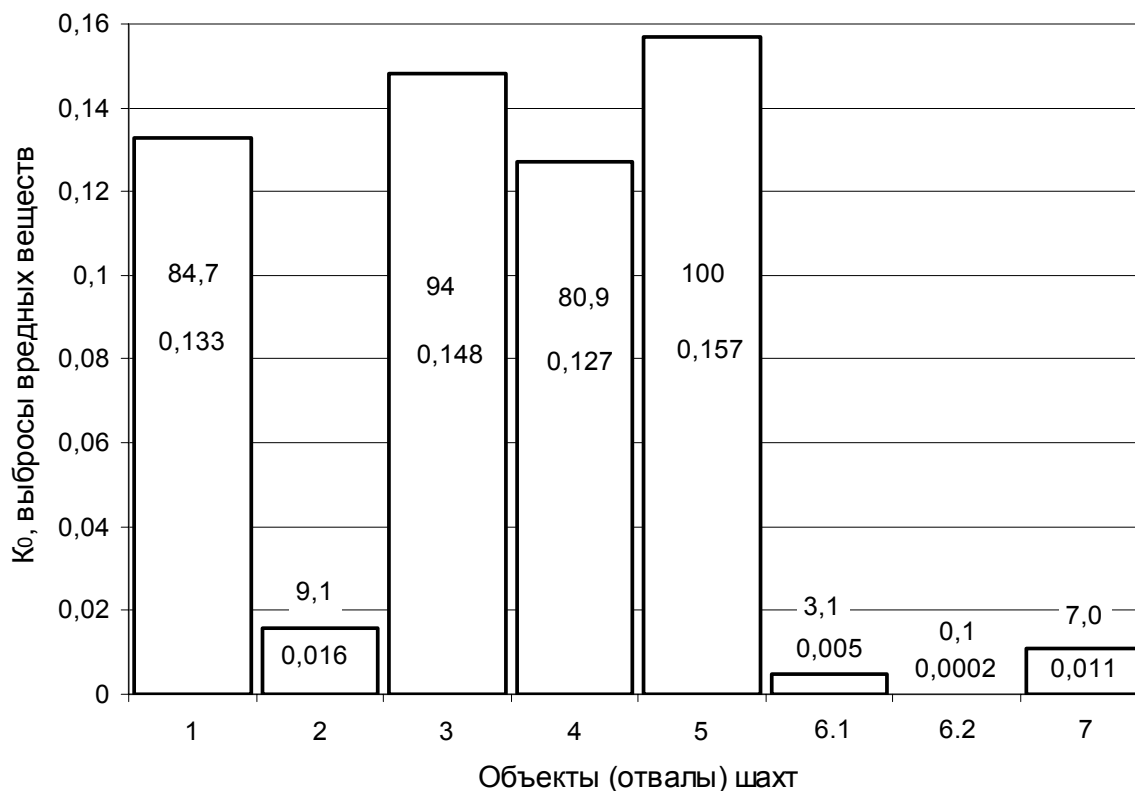


Рис. 1. Сравнение результатов выбросов вредных газов отнесенных к 1 м^2 площади боковой поверхности породных отвалов

Таким образом, если принять максимальное значение K_0 для объекта №5 за 100 баллов (максимальная экологическая опасность), можно установить уровень экологической опасности для каждого объекта ГХК «Донецкуголь» и внесем их на рис. 1. Рейтинг экологической опасности горящих плоских породных отвалов значительно превосходит соответствующие значения для такого же типа конических отвалов. Соответственно, в первую очередь все работы по тушению горящих породных отвалов необходимо проводить на объектах с максимальным значением рейтинга экологической опасности.

Библиографический список

1. **Отраслевая методика** расчета количества отходящих, уловленных и выбрасываемых в атмосферу вредных веществ предприятиями по добыче угля / Минуглепром УССР ВНИПКИ охраны окружающей природной среды в угольной промышленности. – Пермь, 1990. – 42 с.
2. **Сборник методик** по расчету выбросов в атмосферу загрязняющих веществ различными производствами. – Ленинград: Гидрометроиздат, 1986. – 183 с.
3. **Временное методическое руководство** по выявлению источников загрязнения атмосферы, производству замеров вредных веществ на предприятиях угольной промышленности. – М., 1979. – 143 с.
4. **Сборник методик** по расчету содержания загрязняющих веществ в выбросах от неорганизованных источников загрязнения атмосферы. – Д.: УкрНТЭК, 1994. – 147с.
5. **Артамонов В.Н.** Оценка влияния породных отвалов шахт центрального Донбасса на окружающую среду. / **Артамонов В.Н., Кузык И.Н.** // Збірка доповідей міжнародної науково-практичної конференції «Сталий розвиток гірничо-металургійної промисловості». – Кривий Ріг, 2004. – Том 1. – С. 351-354.
6. **Кузык И.М.** Прогнозування змін параметрів породних відвалів вугільних шахт./**Кузык И.М., Артамонов В.М., Козир Д.О.** // Наукове видання «Тези V Міжнародної конференції «Сучасні проблеми екології та геотехнології». – Житомир: ЖДТУ, 2007. – С.26-27.
7. **Зубова Л.Г.** Некоторые особенности горения породных терриконов Донбасса/ **Зубова Л.Г., Зубов А.Р., Соловьева С.Е.** //Уголь Украины. – К.: «Техніка», апрель 2006. – С. 31-33.

Надійшла до редколегії 29.04.2009

© Кузык И.Н., 2009

KRZYSZTOF WODARSKI (The Silesian University of Technology, Poland)

UNCERTAINTY OF INFORMATION IN BUSINESS PLANS OF COAL COMPANIES IN POLAND

In this article research results were presented considering shape of basic technical and economic factors deviations vs. planned values in coal companies' business plans in the years 1996-2006. For this analysis the following factors were taken: coal output, export sales, local sales, total sales and average coal price, total employment, unitary cost of sold coal. Deviation analysis of measured factors shows planning quality inside coal companies and goals achievement efficiency as an effect of business plans realization.

At present in Poland, coal companies are stateowned. This situation causes that in the coal mining industry there is a common area of creating strategy for these companies [1]. Restructuring of coal mining industry in Poland since 1993 have been carried based on government projects [2]. On the level of the "Owner" were established conditions for development and pursuing of the mining business and course of coal mining companies' restructuring. Therefore, in a period of the last 17 years of economic transformation and restructuring of coal mining industry, strategies for individual coal companies were gained within the government restructuring programs.

Despite this coal companies were drawing up their own strategic plans as business plans which were the base for creating operational plans.

Till March 2003 there were 7 coal companies:

- Bytomska Coal Company Inc. (BSW), forming together with its subsidiary companies Bytomska Capital Group (BGK).
- Rudzka Coal Company Inc. (RuSW), forming together with its subsidiary companies Rudzka Capital Group (RGK).
- Gliwicka Coal Company Inc. (GSW).
- Katowice Coal Holding Inc. (KHW), forming together with its subsidiary companies Katowice Capital Group (KGK).
- Nadwiślańska Coal Company Inc. (NSW).
- Rybnicka Coal Company Inc. (RSW).
- Jastrzębska Coal Company Inc. (JSW).

During functioning of these coal companies in the years 1996-2002, the following strategic plans were created:

1. Coal companies' business plans for 1996-2000 dated November 1996
2. Coal companies' business plans for 1998-2002 dated February 1999
3. Corrected coal companies' business plans for 1998-2002 dated July 1999
4. Coal companies' and their subsidiaries' business plans for 2000-2002 dated February 1999
5. Restructuring programs of coal companies for 2000-2007 dated July 2000
6. Corrected coal companies' restructuring programs for 2001-2007 dated April 2001
7. Coal companies' their subsidiaries and restructuring companies' business plans for 2002-2007 dated December 2001

Coal companies' their subsidiaries and restructuring companies' restructuring programs for 2003-2006 dated September 2002.

In 2003 based on five coal companies' production assets (RuSW, GSW, RSW, NSW and BSW) Kompania Węglowa Inc. (KW) was established. Still Katowice Coal Holding Inc. (KHW) and Jastrzębska Coal Company Inc. (JSW) were under operation. In years 2003-2005 the following strategic plans were created:

1. Restructuring program of Kompania Węglowa Inc. for 2003-2007 dated June 2003.
2. Functioning of mines within Kompania Węglowa Inc. for 2003-2007 dated August 2003.
3. Development strategy and functioning of Kompania Węglowa Inc. for 2005-2010 dated April 2005.
4. Jastrzębska Coal Company Inc. business plan for 2004-2010 dated May 2004
5. Jastrzębska Coal Company Inc. business plan for 2004-2010 updated June 2005
6. Katowice Capital Group business plan for 2004-2010 dated May 2004

Totally in 1996-2005 in coal companies 62 business plans were created. It means that in this period coal companies' business plans were very often updated and changed. It is interesting to find the answer if creating such numbers of business plans is not only "art for art's sake" and if opponents of so called "planning school" aren't right asking: What sense does strategic plans creation have in situation when they have to be verified and changed often in a very advanced stage of creation? [2]. At the same time the next question can be asked, if such big organization like coal company can function without planning its future?

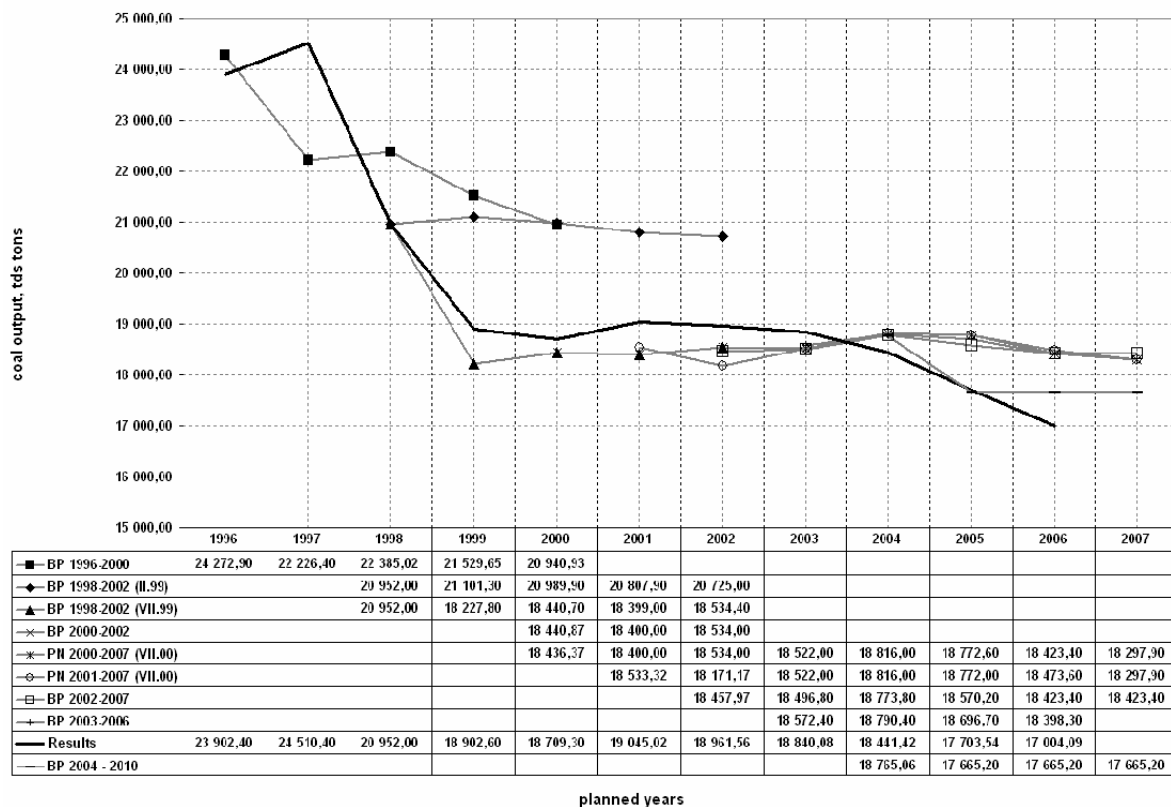
This consideration was dedicated at least to find partially the answer if making changes or corrections of business plans resulted from not achieving planned goals measured by appropriate factors? From point of view of accomplishing strategic goals, showed by means of appropriate technical and economic factors, analysis of deviations which took place

between assumed values in coal companies' business plans and actually achieved results in 1996-2006 was carried out. Seven basic technical and economic factors were analyzed:

- coal output, tons/year
- local coal sales, tons/year
- export coal sales, tons/year
- total coal sales, tons/year
- average coal price, PLN/ton
- total employment in all subsidiaries, people
- unitary cost of sold coal, PLN/ton

Analysis was carried out in the following stages:

Stage 1. For all seven factors, planned values were determined which were included in consecutive business plans drawn up in coal companies since 1996 and determined their values in years 1996-2006. In 1996-2002 analysis for: BGK, RGK, GSW, KGK, NSW, RSW, JSW was carried out. In 2003-2006 analysis for: KGK, JSW and KW (with all above mentioned subsidiaries) was carried out. Fig.1 shows example of coal output in KGK.



Picture 1. Character of coal output in KGK's strategic plans vs. achieved output in 1996-2006
Source : own studies

Stage 2. For all seven factors, achieved values in coal companies were determined for years 1996-2006 vs. assumed values in business plans. Fig.2, shows example of percentage deviation for coal output in KGK.

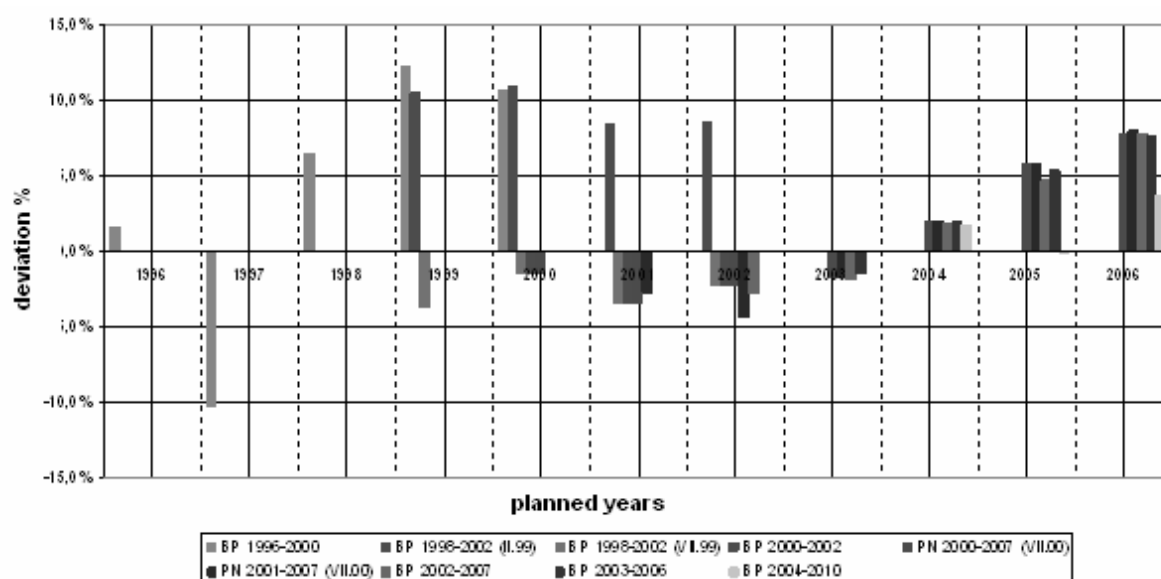


Fig. 2. Characteristics of coal output values deviations in KGK in 1996-2006 vs. planned values in consecutive business plans

Stage 3. For all seven factors, planned values vs. achieved were determined for consecutive effective business plans drawn up in coal companies (in the moment of approving consecutive business plans they become effective). Fig.3 shows percentage values deviation of achieved coal output in KGK vs. planned values included in effective business plans.

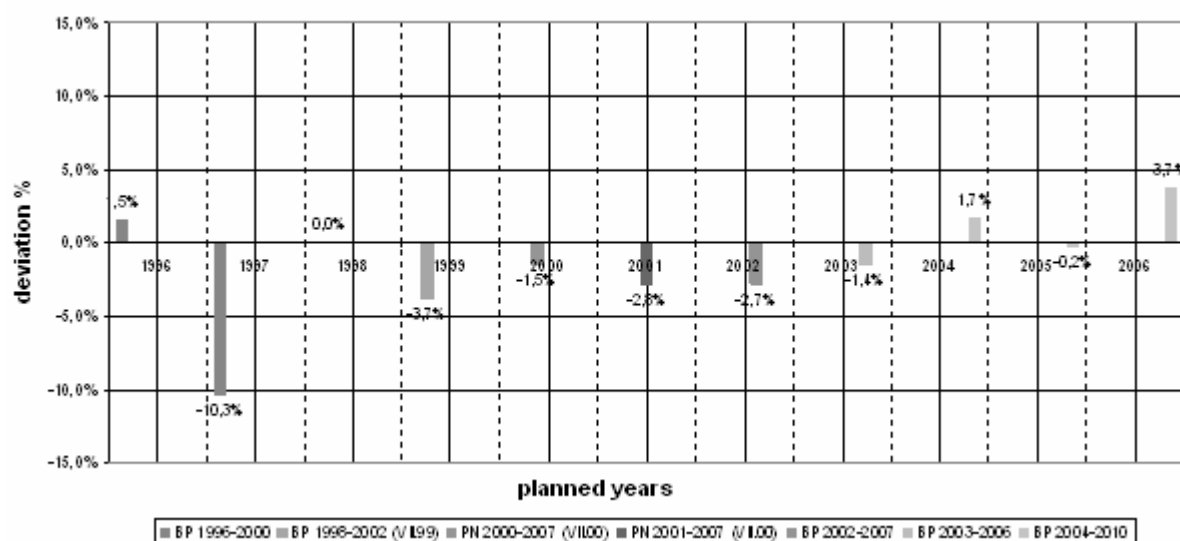


Fig. 3. Characteristics of coal output values deviations in KGK in 1996-2006 vs. planned values in actual business plans

Stage 4. For all seven factors, mean deviation values and standard deviations were calculated in the first 3 years of consecutive business plans for individual coal companies. These data are shown in table 1. It has to be said that data for Kompania Węglowa in years 1996-2002 are based on total factors values of all five KW's subsidiaries. Table 1 shows also mean values and standard deviations of factors deviations related to effective business plans

in coal companies. For illustrating of variations of measured factors deviations, bubble plots were used (Fig. 4,5 and 6), where bubble position vs. X axis presents mean factor deviation from planned value. Whilst bubble size presents standard deviation value. Figures 4, 5 and 6 show business plans in the first 3 years and their factors deviations changes consecutively in Kompania Węglowa Inc., Katowice Capital Group and Jastrzębska Coal Company Inc..

Table 1: Mean values and standard deviations for achieved values deviations of chosen seven factors after 1st, 2nd and 3rd year of individual business plans realisation and effective plans.

		1st year			2nd year			3rd year			effective plans		
		Subsidiaries & KW SA	KGK	JSW SA	Subsidiaries & KW SA	KGK	JSW SA	Subsidiaries & KW SA	KGK	JSW SA	Subsidiaries & KW SA	KGK	JSW SA
coal output	standard deviation	4,88%	1,65%	4,08%	5,61%	5,32%	6,60%	7,51%	4,67%	3,97%	4,59%	3,66%	3,33%
	mean	0,59%	-0,74%	1,58%	2,42%	-1,38%	0,40%	6,34%	2,26%	3,08%	0,14%	-1,42%	1,24%
local sales	standard deviation	5,74%	3,17%	9,04%	7,32%	6,71%	17,60%	3,73%	8,28%	15,06%	5,57%	4,53%	9,64%
	mean	1,97%	-3,25%	-5,29%	6,20%	-5,43%	-8,78%	11,17%	-1,28%	-12,12%	0,82%	-6,08%	-1,90%
export sales	standard deviation	16,04%	9,54%	35,76%	16,87%	19,49%	19,55%	21,78%	30,24%	22,86%	16,99%	20,75%	32,65%
	mean	-5,34%	4,49%	4,37%	-8,60%	12,12%	18,86%	-14,70%	14,73%	28,04%	-7,55%	14,80%	7,94%
total sales	standard deviation	5,79%	2,04%	4,04%	5,17%	5,14%	6,73%	6,82%	4,72%	33,21%	6,72%	3,54%	3,33%
	mean	0,78%	-2,18%	2,47%	2,73%	-1,30%	0,92%	0,39%	2,23%	33,39%	-0,29%	-1,78%	1,73%
coal price	standard deviation	1,64%	2,21%	6,76%	11,03%	5,36%	20,63%	11,61%	7,62%	33,47%	4,90%	5,83%	7,13%
	mean	-0,24%	0,44%	-4,36%	-3,77%	-5,59%	-17,45%	-7,41%	-6,47%	-30,78%	-7,36%	-3,15%	-4,23%
total employment	standard deviation	3,13%	4,52%	1,79%	3,62%	8,28%	1,88%	5,96%	8,14%	1,82%	3,71%	7,11%	1,83%
	mean	0,15%	2,12%	0,10%	0,30%	4,26%	0,39%	1,27%	3,24%	0,12%	0,41%	2,77%	1,13%
cost per unit	standard deviation	6,54%	3,22%	3,66%	11,39%	7,35%	9,25%	14,44%	11,89%	10,38%	7,15%	9,06%	4,45%
	mean	-2,50%	1,01%	-3,16%	-9,45%	-4,37%	-9,96%	-18,27%	-11,85%	-20,91%	-3,76%	-3,01%	-2,53%

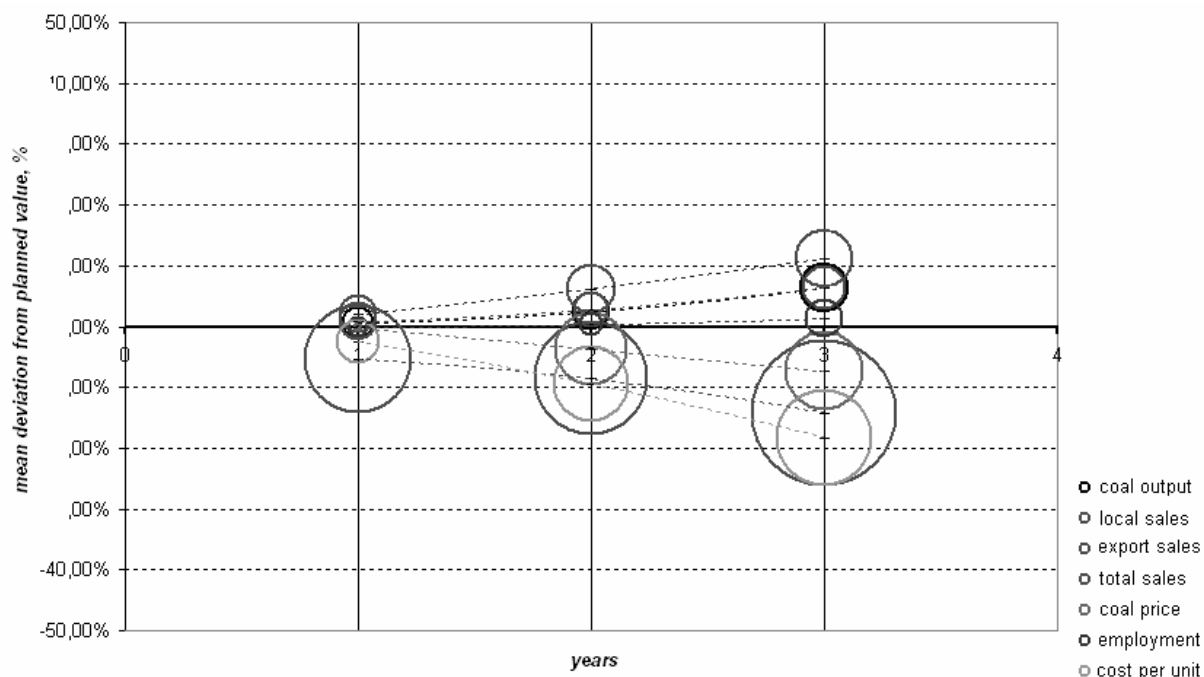


Fig. 4: Characteristics of mean deviations of achieved values vs. chosen planned factors in Kompania Węglowa.

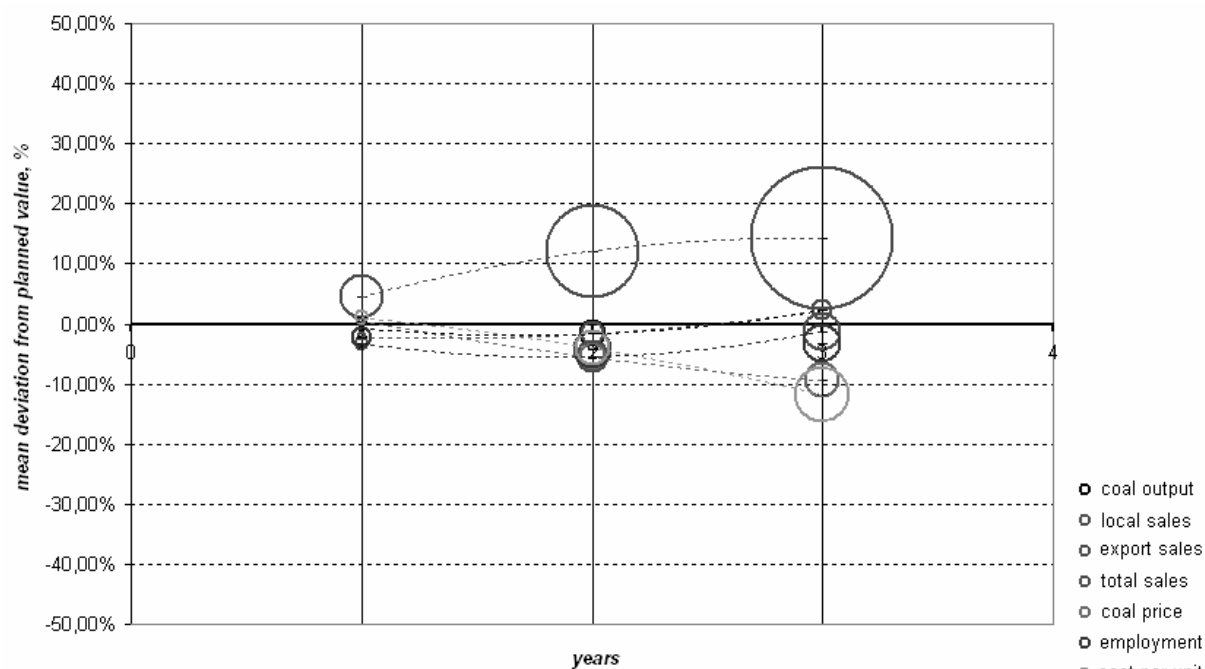


Fig 5: Characteristics of mean deviations of achieved values vs. chosen planned factors in Katowice Capital Group.

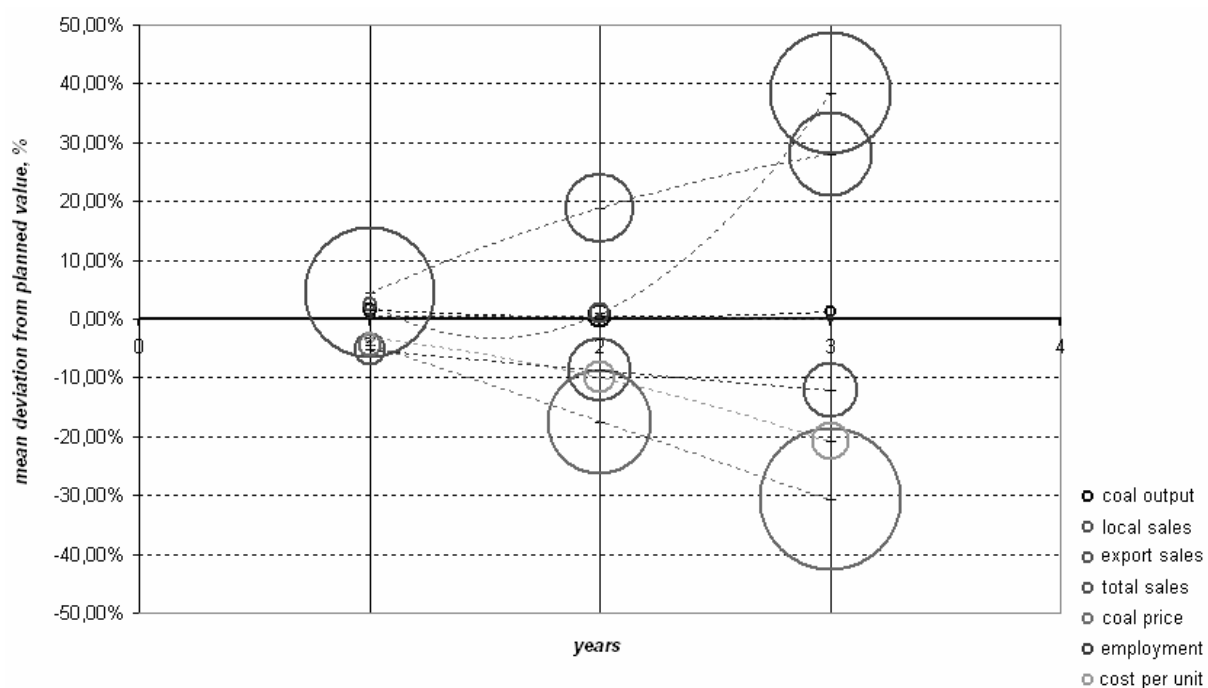


Fig. 6: Character of mean deviations of achieved values vs. chosen planned factors in Jastrzębska Coal Company.

Data in Table 1 and figures 4, 5 and 6 allows to analyze and estimate changeability of measured factors deviations in the first 3 years of strategic plans accomplishment and according to existing plans. The following conclusions and comments can be formulated :

1. There were deviations in achieved basic values of factors vs. their values assumed in coal companies' business plans. Deviations of basic factors (measured by mean

deviation) increase with every year of plan's realisation. The highest deviations of factors values were observed in JSW, while the lowest in KGK.

2. Increase of mean factors deviation in consecutive years of strategic plans realization was accompanied by increase of standard deviation value of factors deviations. This phenomenon is the most visible for deviations in the third year of planning period. In this time there was the biggest variance between planned factors values and values achieved. It means that in coal companies subsidiaries probability of strategy failure was the highest in the third year of plan's realization.
3. Observed deviations of measured factors allow to say that often updating of strategic plans in coal companies in years 1996-2006 was legitimate. Such a way allowed to adapt coal companies strategies to rapidly changing environment and business plans were basic document to carry out business activity. Deviations of factors values in effective plans are small which show results presented in Table 1 – part of “effective plans”.
4. The highest observed deviations in, so called “market factors”, meaning export sales, local sales, total sales and average coal price. It results from the fact, that coal companies have very limited possibilities of demand creation on the market and influence on coal price. Other factors, like coal output, employment, costs of sold coal show smaller deviations.
5. Factors deviations result from influence of various internal and external factors. It is very important for the efficiency of coal companies strategy to determine factors, which are the most unknown and which cause differences between planned and achieved values of technical and economic factors and also are causes of not achieving assumed strategic goals. They are called - a risk factors.

Uncertainty of input information to the process of strategic planning in coal companies is a fact, which has to be taken into account when taking decision of certain strategy realization. This uncertainty is expressed by prediction of values deviation of basic factors vs. values planned in business plans. Application of statistic methods allows to show variability of factors deviations in measured categories. This approximates us to strategy risk estimation as a consequence of following changes in environment conditions or in organization.

References

1. Karbownik A., Wodarski K.: O potrzebie zarządzania strategicznego w górnictwie węgla kamiennego w: „Nowoczesność przemysłu i usług – 2005. Teoria i praktyka”. Praca zbiorowa pod red. J.Pyki. Wyd. TNOiK Katowice. Katowice 2005.
- 2 Karbownik A., Bijańska J.: Restrukturyzacja polskiego górnictwa węgla kamiennego w latach 1990 – 1999. Monografia. Wyd. Politechniki Śląskiej. Gliwice 2000.
- 3 Romanowska M.: Planowanie strategiczne w przedsiębiorstwie. PWE. Warszawa 2004.

Надійшла до редколегії 31.03.2009

© Krzysztof Wodarski, 2009

УДК 622. 822

КОСТЕНКО Т.В. (ДонНТУ, Украина), МОКОШ Л., ФЛЕЙШИНГЕР М. (ВВУУ, Острава-Радванице, Чехия)

ОЦЕНКА В ЛАБОРАТОРНЫХ УСЛОВИЯХ ВЗРЫВЧАТОСТИ ФЛЕГМАТЕЗИРОВАННЫХ АЗОТОМ МЕТАНОВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ

Приведены: методика испытаний, описание аппаратуры и результаты испытаний в лабораторных условиях взрывчатости флегматизированных азотом метановоздушных смесей.

Explosibility of nitrogen retarded methane-air mixtures has been tested in vitro. The methods of testing, its results and equipment description are presented in the article.

В связи с поступлением на оснащение горноспасательных подразделений техники, способной подавать в аварийные горные выработки газы-флегматизаторы, повысилась возможность обеспечивать взрывобезопасность горючей газовой среды в районах очагов подземных пожаров. Однако, учитывая сравнительно низкую производительность такой техники, контролируют взрывчатые свойства газовой среды в соответствии с так называемым «треугольником взрываемости» [1]. В основу этой оценки положено определение взрывоопасности смесей воздуха, то есть среды с неизменным соотношением кислорода и азота, разбавляемой метаном. С появлением мембранных газоразделительных установок достаточно высокой производительности стало возможным длительное обеспечение в районе очага горения среды с повышенным содержанием азота. Проблема заключается в отсутствии методики оценки трехфазной среды, отличающейся по своему составу и взрывчатым свойствам от известных смесей метана и воздуха.

Актуальным является поиск путей обеспечения безопасных условий труда горноспасателей, выполняющих работы по тушению пожаров в труднодоступных местах с использованием газоразделительной техники. При этом желательно сокращение расходов на инертизацию изолируемого объема за счет выбора оптимального невзрывоопасного состава газов в районе очага горения. Цель данных исследований – в первом приближении экспериментально на основе лабораторных экспериментов установить уровень добавок азота, обеспечивающих флегматизацию взрывчатых метановоздушных смесей.

Для достижения поставленной цели были решены следующие задачи: разработана методика проведения исследований по оценке взрываемости смеси метана, кислорода и азота при различном содержании флегматизирующего компонента (азота); создана лабораторная установка для определения взрываемости смеси газообразных веществ: кислорода, метана, азота; определены пределы взрываемости смеси метана, кислорода и азота при различном содержании в ее составе флегматизатора.

Для приготовления смесей требуемого состава использовалось лабораторное оборудование (рис.1), состоящее из: дозирочного устройства, полиэтиленовой емкости для исследуемой смеси, эластичных транспортных сосудов для газовых ингредиентов, вентилей; промежуточной эластичной емкости, электрических контактов, источника постоянного тока 12V.



Рис.1. Общий вид лабораторной установки: 1 - дозирующее устройство; 2 - полиэтиленовая емкость для исследуемой смеси; 3 - транспортный сосуд для газового ингредиента; 4 - вентиль; 5 – промежуточная эластичная емкость; 6 – электрические контакты; 7 – источник постоянного тока 12V.

Эластичные транспортные сосуды с исследуемым газом последовательно соединяют с дозирующим устройством, которое посредством шлангов подсоединено к промежуточной эластичной емкости, а она, в свою очередь, с полиэтиленовой емкостью для исследуемой смеси, объемом 1000мл, отключение сосудов производится при помощи вентилей.

Источник постоянного тока при помощи электрических зажимов подсоединяют к электродетонатору (на рисунке не показан).

Дозировочное устройство состоит из поршневого насоса, мерного сосуда и клапанного устройства, позволяющих отбирать из транспортного сосуда требуемое количество газа и подавать его в промежуточную емкость (рис. 2).

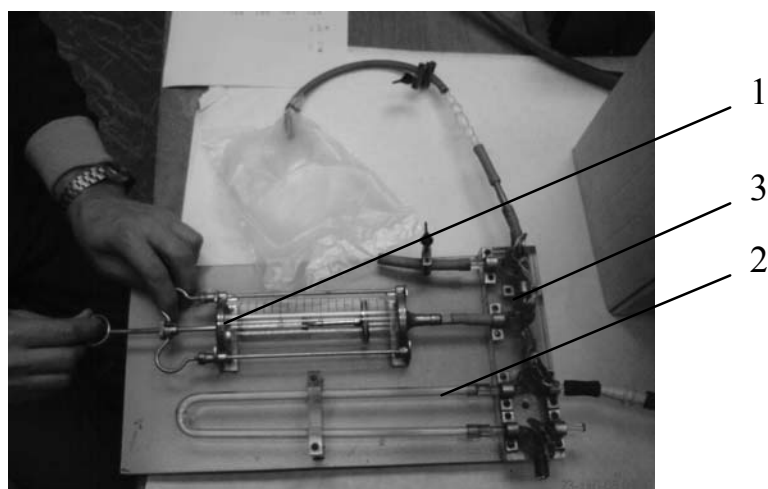


Рис.2. Общий вид дозирующего устройства: 1 – поршневой насос; 2 – U-образный мерный сосуд; 3- клапанное устройство.

Для приготовления смесей каждый из газовых компонентов предварительно закачивали в транспортный сосуд 3. При помощи дозирующего устройства необходимое для приготовления порции исследуемой смеси количество газа подавали в полиэтиленовую емкость. Последовательно в промежуточную эластичную емкость порциями вводили все три ингредиента. Из нее смесь газов через гибкие трубопроводы, где продолжалось их турбулентное перемешивание, подавали в полиэтиленовую емкость 2. После этого осуществляли выдержку не менее двух часов при комнатной температуре для того, чтобы дополнительно произошло диффузионное перемешивание газов.

Приготовленные в полиэтиленовой емкости смеси были исследованы на горючесть и взрываемость. При этом использовались два способа инициирования: внешним источником открытого пламени (рис.3) и размещенным в сосуде электродетонатором (рис. 4). Основное отличие способов инициирования заключается в различном потоке энергии, сообщаемом исследуемому образцу газов. При взрыве электродетонатора этот поток значительно больше, кроме того он не расходуется на термодеструкцию полиэтиленовой оболочки.



а



б

Рис.3. Инициирование горения смеси от внешнего источника открытого пламени: а – общий вид эксперимента; б – фрагмент испытаний

Способ инициирования горения смеси от внешнего источника открытого пламени имеет меньшую энергию активации, чем способ инициирования воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором. Оба типа инициирования могут возникнуть в шахтных условиях.

На практике атмосфера горной выработки представляет собой смесь кислорода и азота ($C_{O_2}=21\%$ об., $C_{N_2}=78\%$ об.; $C_{\text{примеси}}=1\%$). В аварийных условиях кислород может быть вытеснен метаном, а при тушении пожара газовыми средствами – газом флегматизатором, в частности азотом.



Рис.4. Иницирование воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором

Таким образом, содержание метана (или других горючих и взрывчатых газов) в составе смеси может изменяться от 0 до 100% об., кислорода от 21 до 0% об., азота от 78 до 100% об.

Для построения «треугольника взрываемости» предварительно определяют суммарную концентрацию горючих газов C_{Γ} (% об.):

$$C_{\Gamma} = C_1 + C_2 + C_3, \quad (1)$$

где C_1 , C_2 , C_3 - концентрация метана, оксида углерода и водорода соответственно.

Координаты вершин треугольника по оси абсцисс для нижнего и верхнего пределов взрываемости находят по формулам:

$$B_{\text{н}} = \frac{4,3C_{\Gamma}}{C_1 + 0,344C_2 + 1,075C_3}, \quad (2)$$

$$B_{вв} = \frac{15C_Г}{C_1 + 0,202C_2 + 0,2C_3} \quad (3)$$

Координата нижней вершины треугольника по оси ординат находится по формуле для пика воспламенения по кислороду

$$П_к = \frac{10,5C_1 + 5,6C_2 + 5C_3}{C_Г} \quad (4)$$

Значения полученных величин $C_Г$, $B_н$ и $B_в$ позволяют судить о взрывоопасности смеси газов. Так, смесь невзрывоопасна в случаях, если $C_Г < B_н$ или $C_Г > B_в$, а также при $O_2 < П_к$, если $B_н < C_Г < B_в$, где O_2 - содержание кислорода в зоне горения, % об..

С учетом предварительно определенных границ взрываемости метановоздушных смесей были приготовлены и испытаны смеси следующего состава (табл. 1).

Таблица 1. Состав исследуемых смесей

№ п/п	Содержание газа в смеси, %об.		
	N ₂	O ₂	CH ₄
1	78	17	5
2	78	15	7
3	79	17	4
4	79	15	6
5	80	15	5
6	81	15	4

Результаты исследований показали, что при инициировании процесса горения источником открытого пламени не произошло возгорания ни одной из приготовленной смеси газов. Одна из полиэтиленовых емкостей, в которых не произошло возгорание, показана на рисунке 5.

При инициировании воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором было установлено, что только две газовые смеси из шести приготовленных являются взрывчатыми.

Результаты испытаний, проведенных при инициировании процесса горения источником открытого пламени и инициировании воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором приведены в таблицах 2 и 3 соответственно.

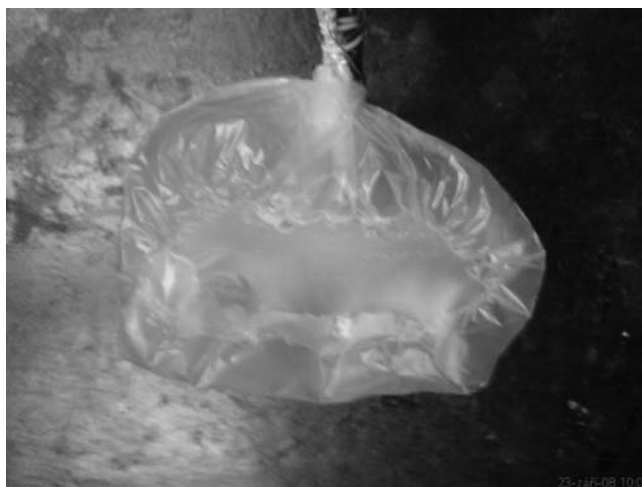


Рис.5. Отсутствие воспламенения газовой смеси

На рисунках 6-8 приведены результаты испытаний с использованием электродетонатора, помещенного в полиэтиленовую емкость

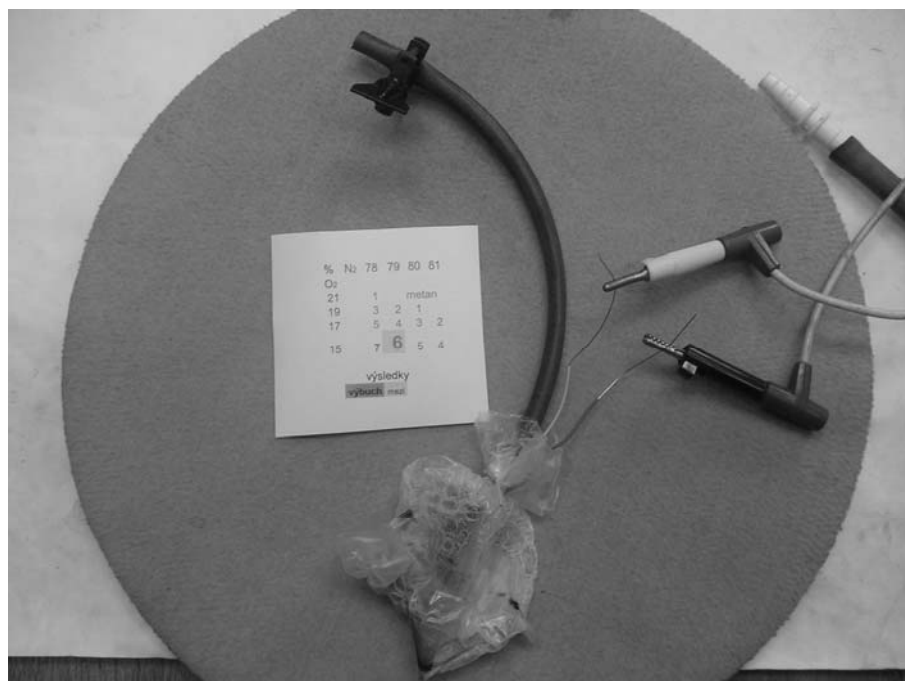


Рис.6. Результат деформации полиэтиленового пакета, содержащего 6% метана, 15% кислорода и 79% азота при инициировании воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором.

Таблица 2. Результаты испытаний, проведенных при инициировании процесса горения источником открытого пламени

№ п/п	Содержание газа в смеси, %			Результат
	N ₂	O ₂	CH ₄	
1	78	17	5	Смесь не является взрывчатой
2	78	15	7	Смесь не является взрывчатой
3	79	17	4	Смесь не является взрывчатой
4	79	15	6	Смесь не является взрывчатой
5	80	15	5	Смесь не является взрывчатой
6	81	15	4	Смесь не является взрывчатой

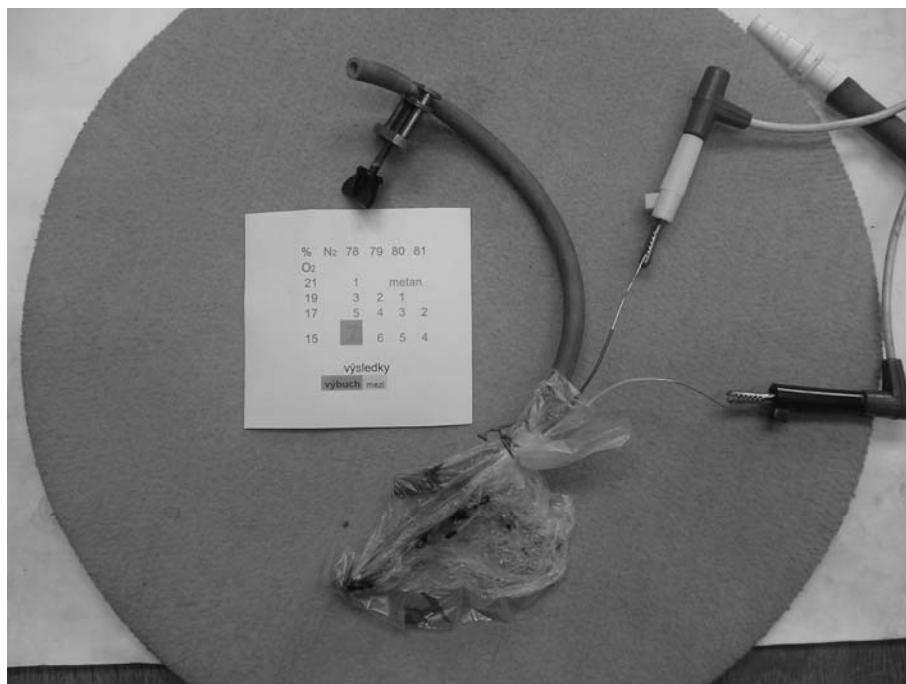


Рис.7. Результат деформации полиэтиленового пакета, содержащего 7% метана, 15% кислорода и 78% азота при инициировании воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором

Проведенные исследования позволяют сделать следующие выводы.

1. Разработана методика проведения исследований по оценке взрываемости смесей метана, кислорода и азота при различном содержании компонентов.
2. Создана лабораторная установка и проведен ряд экспериментов по определению взрываемости смесей газообразных веществ.

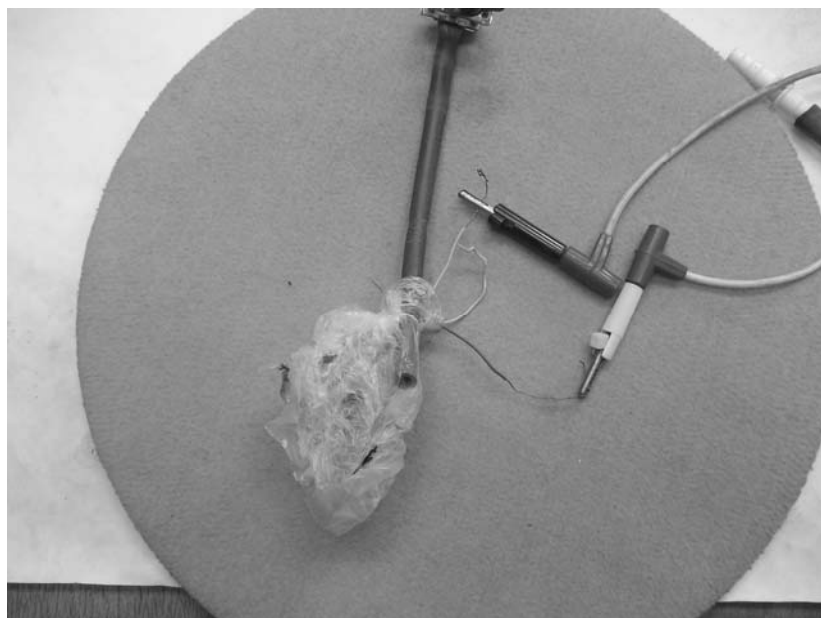


Рис.8. Результат деформации полиэтиленового пакета с воздухом, содержащим 6% метана, при инициировании воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором (взрывное горение смеси газов)

Таблиця 3. Результати испытаний, проведенных при инициировании воспламенения смеси размещенным в полиэтиленовом сосуде электродетонатором

№ п/п	Содержание газа в смеси, %			Результат	Темп выгорания
	N ₂	O ₂	CH ₄		
1	78	17	5	Смесь не является взрывчатой	Нет
2	78	15	7	Смесь является взрывчатой	Быстрый
3	79	15	6	Смесь является взрывчатой	Медленный
4	79	17	4	Смесь не является взрывчатой	Нет
5	80	15	5	Смесь не является взрывчатой	Нет
6	81	15	4	Смесь не является взрывчатой	Нет
7	73	20	6	Смесь является взрывчатой	Быстрый

3. Результаты экспериментальных исследований показали, что процесс горения или взрыва газовой смеси зависит от способа инициирования реакции. Воздействие мало мощным источником открытого пламени извне на сосуд с испытуемой газовой смесью не приводит к воспламенению газов при любом их процентном содержании. Иницирование при помощи электродетонатора, расположенного внутри полиэтиленовой емкости, приводит к воспламенению взрывоопасной газовой смеси.

4. Установлены пределы взрываемости смеси метана, кислорода и азота при различном содержании в ее составе флегматизатора. Повышение содержания флегматизатора на 2-3% по сравнению с метановоздушными смесями существенно тормозит процесс горения горючего и уменьшает до минимума вероятность взрыва. Установленные пороговые значения добавки азота в состав воздуха открывают перспективу отказа от заполнения изолируемого пожарного участка парогазовой смесью перед закрытием проемов, при использовании мембранных газоразделительных установок. При этом обеспечивается повышение безопасности и эффективности горноспасательных работ.

Библиографический список

1. ДНАОП 1.1.30 - 4.01.97. Статут ДВГРС по організації і веденню гірничорятувальних робіт. – Київ: Вид. „Основа”, 1997. – 453 с.

Надійшла до редколегії 23.04.2009

© Костенко Т.В., Мокош Л., Флейшингер М., 2009

УДК 622.457.2

КОСТЕНКО В. К., ШЕВЧЕНКО Е. В.

РАСЧЕТ КОЛИЧЕСТВА МЕТАНА, ВЫДЕЛЯЮЩЕГОСЯ ИЗ ТРАНСПОРТИРУЕМОЙ ПО УЧАСТКОВЫМ ВЫРАБОТКАМ ГОРНОЙ МАССЫ

Рассмотрен вопрос управления метановыделением из транспортируемой по шахтным выработкам горной массы в условиях интенсивной отработки угольных пластов, сопровождающейся усиленным поступлением газа со свежей струей в очистную выработку, ухудшением безопасности и экологической обстановки в шахте.

The article is devoted to the problem of controlling methane release from the rock mass transported along mine excavations in the process of intensive coal seam mining accompanied by the gas which arrives to stope faces together with fresh air stream.

При ведении очистных работ на глубоких горизонтах в связи увеличением природной метаноносности угольных пластов, интенсивным деформированием и, соответственно, уменьшением площади сечения воздухоподающих выработок обострилась проблема повышенного притока метана с поступающей в очистные забои струей воздуха. Из транспортируемых по выработкам грузопотоков выделяются газы, которые возвращаются в очистные выработки, добавляются к поступающему из пласта, вмещающих пород и выработанного пространства метану, это обуславливает ограничение максимально допустимой нагрузки на очистной забой. Уносимые с поверхности транспортируемого угля метан и пыль, смешиваясь с воздухом, могут создавать взрыво- пожароопасную среду. Управление метановыделением, на данном этапе транспортировки угля является одной из наименее изученных и не решенной в техническом плане задачей. Актуальность исследования данного процесса, в первую очередь связана с обеспечением безопасности и эффективности труда, так как выделяющийся из транспортируемого угля метан сдерживает интенсивную отработку угольных пластов. Следует добавить, что выделяющиеся при транспортировке газы, пыль и теплота ухудшают санитарные кондиции шахтного воздуха.

Кроме того, десорбирующийся из угля и породы газ поступает с исходящей струей воздуха из шахты на поверхность, ухудшая экологическую обстановку вблизи угледобывающих предприятий, способствуя парниковому эффекту. В связи с этим, разработка эффективных методов управления выделением метана из отбитой от забоя угольной массы, позволяющих повышать нагрузку на забои, обеспечивать безопасные условия труда и улучшать экологическую обстановку, представляется весьма актуальной.

Авторами были обоснованы перспективные направления управления процессом десорбции метана из отбитой от забоя горной массы, для снижения негативных последствий для окружающей природной среды, создании безопасных условий труда и, как следствие, получения максимально возможного эколого-экономического эффекта [1]. Способы управления состоят в воздействии на транспортируемый по очистной выработке уголь растворами поверхностно-активных веществ (ПАВ), что сокращает десорбцию метана. Кроме того, по конвейерному штреку доставку угля производят в трубчатом конвейере, что позволяет изолировать выделяющийся метан от струи свежего воздуха (рис.1). Однако, для проектной реализации этих и других мер необходимо

было оценить диапазон объемов метана, выделяющегося из отбитого в процессе выемки угля.

Таким образом, целью данной работы была расчетная оценка выделения в пределах выемочного участка метана из отбитого и транспортируемого угля. В основу расчетов были приняты зависимости, изложенные в нормативном документе [2]. Были приняты следующие интервалы типичных для интенсивной отработки месторождений в украинском Донбассе показателей.

1. Горно-геологические условия залегания отрабатываемого пласта:
 - влажность угля ($W, \%$) - 7-12;
 - зольность угля ($A_3, \%$) - 10-30;
 - природная метаносность пласта принятая по данным геологической разведки ($X_g, \text{м}^3/\text{т}$) - 10-50;
 - мощность пласта ($m, \text{м}$) - 1,5-1,8;
 - выход летучих веществ ($V_{об}^{daf}, \%$) - 5-38;
 - длина очистного забоя ($l_{оч}, \text{м}$) - 180-300;
2. Горнотехнические условия отработки пласта:
 - суточная нагрузка на очистной забой ($A_{сут}, \text{т/сут}$) - 3000-5000
 - коэффициент, учитывающий эксплуатационные потери угля в пределах выемочного участка ($k_{э.п}$) - 10
 - скорость подвигания очистного забоя ($v_{оч}, \text{м/сут}$) - 10-12
 - глубина разработки ($H, \text{м}$) - более 1000

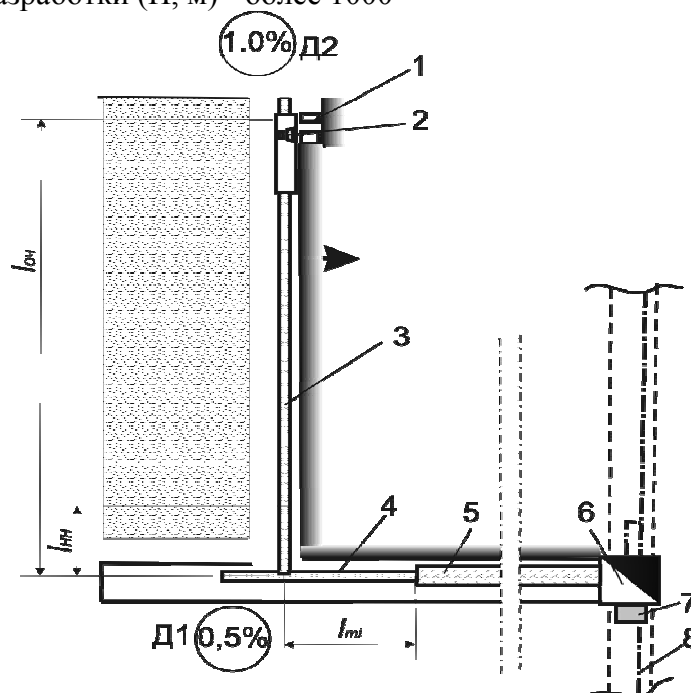


Рис.1. Управление метановыделением из транспортируемого по выработкам выемочного участка угля: 1- исполнительный орган выемочного комбайна; 2 – форсунки для подачи водного раствора поверхностно-активного вещества; 3 – скребковый конвейер; 4 – скребковый перегружатель; 5 – трубчатый ленточный конвейер; 6 - бункер; 7 – источник высокочастотного электромагнитного излучения; 8 – дегазационный трубопровод; Д1,Д2 – датчики метана; $l_{оч}$, $l_{ни}$, $l_{ми}$ –длины, соответственно очистного забоя, нижней ниши, перегружателя.

Исходя из принятых исходных данных был выполнен прогноз газообильности выемочного участка по природной метанообильности пласта. При этом все дальнейшие расчеты были произведены по граничным минимальным и максимальным значениям исходных данных. Для каменных углей и антрацитов с объемным выходом летучих веществ ($V_{об}^{daf}$) больше 165 мг/л с.б.м. (сухой беззольной массы) относительное метановыделение из разрабатываемого пласта определяется по формуле:

$$q_{пл} = q_{o.п.} + q_{o.у.} + k_{э.п.}(x - x_0),$$

где: $k_{э.п.}$ - коэффициент, учитывающий эксплуатационные потери угля в пределах выемочного участка; x_0 - остаточная метаноносность угля, оставляемого в выработанном пространстве в целиках, м³/т; x - природная метаноносность пласта, м³/т; $q_{o.п.}$ - относительное метановыделение из очистного забоя при разработки каменных углей, м³/т; $q_{o.у.}$ - относительное метановыделение из отбитого угля, м³/т.

Расчет природной метаноносности пласта, (X , м³/т) выполнен по формуле:

$$X = X_e K_{WA3},$$

где: x_e -природная метаноносность пласта принятая по данным геологической разведки, м³/т; k_{WA3} - коэффициент пересчета метаноносности пласта на уголь, (доли ед.)находим по формуле:

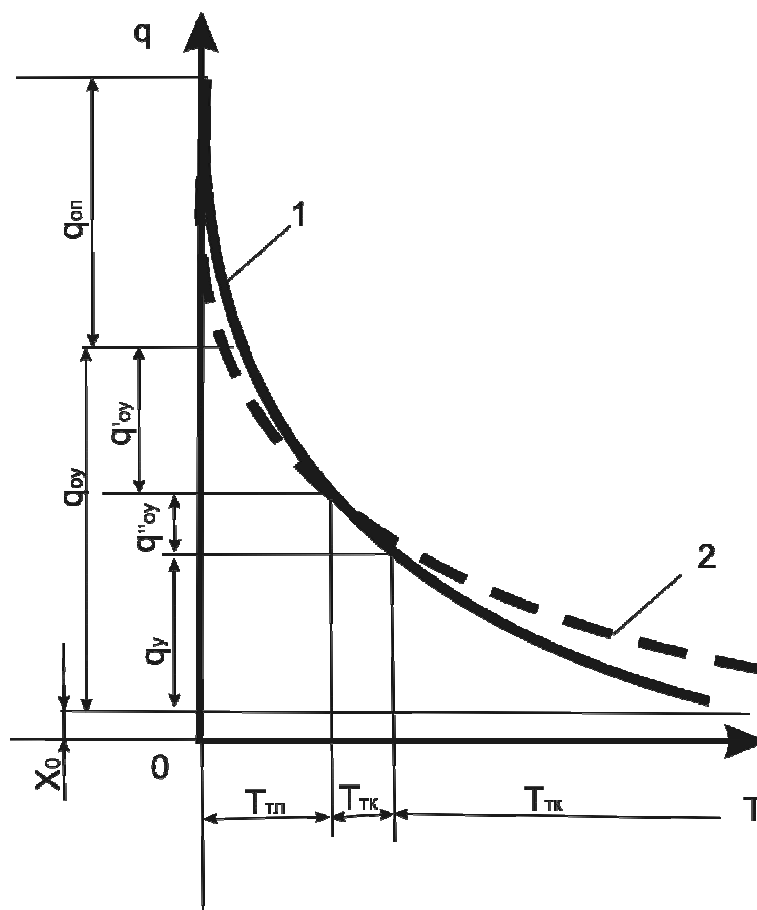


Рис.2. Выделение метана в выработки выемочного участка: $q_{оп}$, $q_{оу}$, $q^I_{оу}$, $q^{II}_{оу}$, $q_у$, - относительное метановыделение соответственно из пласта, отбитого угля, в том числе в лаве, конвейерном штреке, в трубчатом конвейере; $T_{тп}$, $T_{тк}$, $T_{тк}$, - продолжительность нахождения угля соответственно в лаве, на перегружателе, в трубчатом конвейере, X_0 - остаточная метаноносность угля; 1,2 – характер выделения метана, соответственно, при нормальном режиме транспортирования и с применением средств регулирования.

$$K_{W A_3} = \frac{100 - W - A_3}{100},$$

где: W, A₃- соответственно пластовая влажность и зольность угля, %

$$\text{Минимальная природная метаноносность пласта при } K_{W A_3} = \frac{100 - 7 - 10}{100} = 0,83\%,$$

$$X = 10 \cdot 0,83 = 8,3 \text{ м}^3 / \text{т},$$

$$\text{максимальная, при } K_{W A_3} = \frac{100 - 12 - 30}{100} = 0,58\%, \quad X = 50 \cdot 0,58 = 29 \text{ м}^3 / \text{т}$$

Остаточную метаноносность угля, (X₀, м³/т) определяли по формуле:

$$X_0 = X_{o.z.} \cdot K_{W A_3},$$

где: X_{o.z.}- остаточная метаноносность угля, м³/т с.б.м.; (наименьшая для антрацитов - 8,7 м³/т с.б.м, наибольшая для угля марки Д - 2,05 м³/т с.б.м).

Максимальная остаточная метаноносность угля:

$$X_0 = 8,7 \cdot 0,83 = 7,22 \text{ м}^3 / \text{т},$$

минимальная,

$$X_0 = 2,05 \cdot 0,58 = 1,19 \text{ м}^3 / \text{т}.$$

Относительное метановыделение из очистного забоя при разработке каменных углей, м³/т: определяли по формуле:

$$q_{o.n.} = 0,85 X K_{nl} \exp(-n),$$

где K_{nl}- коэффициент, учитывающий влияние системы разработки на метановыделение из пласта;

$$K_{nl} = \frac{l_{оч} \pm 2b_{з.д.}}{l_{оч}};$$

где l_{оч}- длина очистного забоя, м; b_{з.д.}- ширина условного пояса газового дренирования угольного массива через поверхности обнажения пласта в подготовительных выработках, принимается в зависимости от выхода летучих веществ, м; (наименьшая для антрацитов-8, наибольшая для угля марки Д - 11,0)

В вышеуказанной формуле принимаем знак "-", т. к. рассматривается столбовая система разработки с обратным порядком отработки лавы. Наименьшее значение

$$K_{nl} = \frac{180 - 2 \cdot 8}{180} = 0,91,$$

наибольшее –

$$K_{nl} = \frac{300 - 2 \cdot 11,0}{300} = 0,93$$

n- показатель степени, зависящий от скорости подвигания очистного забоя (v_{оч}, м/сут), выхода летучих веществ из угля (V^{daf}_{об}, %) и глубины разработки (H, м);

$$n = a_1 v_{oc} \exp(-0,001H + b_1 V^{daf}),$$

где a_1, b_1 - коэффициенты, значения которых принимаются: для углей с выходом летучих веществ $V_{об}^{daf} \leq 22\%$, $a_1=1,435$, $b_1=-0,051$; при $V_{об}^{daf} > 22\%$, $a_1=0,152$, $b_1=0,051$.

Наименьшее значение - $n = 1,435 \cdot 10 \exp(-0,001 \cdot 1000 + (-0,051) \cdot 5) = 0,798$,
наибольшее - $n = 0,152 \cdot 12 \exp(-0,001 \cdot 1000 + 0,051 \cdot 38) = 15,813$

Таким образом, получено относительное метановыделение из очистных забоев при разработке каменных углей, $\text{м}^3/\text{т}$: минимальное $q_{o.n.} = 0,85 \cdot 8,3 \cdot 0,91 \cdot \exp(-0,798) = 1,02$, и максимальное - $q_{o.n.} = 0,85 \cdot 29 \cdot 0,93 \cdot \exp(-15,813) = 34,43$.

Далее был выполнен расчет относительного метановыделения из отбитого угля в лаве, $\text{м}^3/\text{т}$;

$$q'_{o.y.} = x k_{nl} [1 - 0,85 \exp(-n)] (b_2 k_{my} + b_3 k'_{my}),$$

где b_2, b_3 - коэффициенты, учитывающие долю отбитого угля, соответственно находящегося на конвейере и оставляемого на почве в лаве. доли ед.; значения $b_2 = 0,6$, $b_3 = 0,4$ при односторонней выемки угля в лаве; k_{my} - коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого от массива угля в очистной выработке на конвейере, доли ед.;

$$k_{my} = a T_{т.л}^b,$$

где a, b - коэффициенты, характеризующие газоотдачу из отбитого угля; при дегазации отбитого угля (время транспортирования отбитого угля) $T_y \leq 6$ мин, соответственно равными 0,052 и 0,71, а при $T_y > 6$ мин $a=0,118$, $b=0,25$; T_y - время нахождения (дегазации) угля в призабойном пространстве, мин, принимаем равное величине t_1 :

$$T_y = t_1 = \frac{l_{ocl} + l_{mi}}{v},$$

где l_{mi} - протяженность выработки с i -м видом транспорта (перегрузатель $l_{mi}=80\text{м}$); v - скорость движения цепи конвейера, $\text{м}/\text{мин}$, принимается в соответствии с часовой нагрузкой на очистной забой:

$$A_{\text{час}} = \frac{A_{\text{сут}}}{24} \cdot k_a,$$

где $A_{\text{сут}}$ - суточная нагрузка на очистной забой, $\text{т}/\text{сут}$; k_a - коэффициент неравномерности $k_a = 2$

Наименьшая нагрузка на очистной забой

$$A_{\text{час}} = \frac{3000}{24} \cdot 2 = 250 \text{ т} / \text{ч} = 4,2 \text{ т} / \text{мин},$$

наибольшая -

$$A_{\text{час}} = \frac{5000}{24} \cdot 2 = 416 \text{ т} / \text{ч} = 7,0 \text{ т} / \text{мин}$$

Исходя из расчетных данных - часовой нагрузки на очистной забой, приняты типы комбайнов: для минимальной нагрузки - УНК-400, при рабочей скорости подачи

($v=10,0$ м/мин); для максимальной - УКД-300 - I типоразмер, при рабочей скорости подачи ($v=12,0$ м/мин).

Выбран скребковый конвейер, исходя из часовой нагрузки на очистной забой.: СР72-20, со скоростью движения цепи $v_{к.л}=0,95$ м/сек= 57 м/мин.

Таким образом, появилась возможность рассчитать время нахождения (дегазации) угля в призабойном пространстве. Его минимальное значение составляет, мин:

$$T_y = t_1 = \frac{180 + 80}{57} = 4,6,$$

максимальное -

$$T_y = t_1 = \frac{300 + 80}{57} = 6,7$$

$T_{м.л.}$ - время нахождения отбитого от массива угля на конвейере в лаве, мин;

$$T_{м.л.} = \frac{l_{оч}}{60v_{к.л}},$$

где: $v_{к.л}=0,95$ - скорость транспортирования угля в лаве (скорости движения цепи конвейера), м/с:

Минимальное время составляет, мин:

$$T_{м.л.} = \frac{180}{60 \cdot 0,95} = 3,15,$$

максимальное -

$$T_{м.л.} = \frac{300}{60 \cdot 0,95} = 5,26.$$

Исходя из результатов расчетов, можно определить коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого от массива угля в очистной выработки на конвейере, минимальный $k_{му} = 0,052 \cdot 3,15^{0,71} = 0,117$, и максимальный $k_{му} = 0,118 \cdot 5,26^{0,25} = 0,179$.

Кроме того, был определен $k'_{му}$ - коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого от массива угля в очистной выработке на почве в лаве, доли ед.;

$$k'_{му} = aT_{м.п.л.}^6,$$

где: $T_{м.п.л.}$ - время нахождения отбитого от массива угля в почве в лаве при односторонней выемки угля, мин; принимается ориентировочно равным времени работы комбайна по выемке полосы угля на ширину захвата с учетом времени на концевые операции:

Минимальное время $T_{м.п.л.} = 40$ мин ($l_{оч}=180$ м, $v_{конв}=10,0$ м/мин, 4 мин -концевые операции), максимальное - $T_{м.п.л.} = 54$ мин ($l_{оч}=300$ м, $v_{конв}=12,0$ м/мин, 4 мин -концевые операции)

Максимальное значение коэффициента, учитывающего степень дегазации отбитого от массива угля в очистной выработке на почве лавы составит:

$$k'_{му} = 0,052 \cdot 40^{0,71} = 0,714,$$

минимальное-

$$k'_{my} = 0,118 \cdot 54^{0,25} = 0,319$$

Таким образом, относительное метановыделение из отбитого угля в лаве находится в интервале от, м³/т:

$$q'_{o.y.} = 8,3 \cdot 0,91 [1 - 0,85 \cdot 0,159] (0,6 \cdot 0,117 + 0,4 \cdot 0,714) = 2,33$$

$$\text{до } q'_{o.y.} = 29 \cdot 0,93 [1 - 0,85 \cdot 1,538] (0,6 \cdot 0,179 + 0,4 \cdot 0,319) = 1,94$$

Относительное метановыделение из отбитого угля в конвейерном штреке составляет, м³/т;

$$q''_{o.y.} = x k_{nl} [1 - 0,85 \exp(-n)] b_2 k''_{my},$$

где: k''_{my} - коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого от массива угля в очистной выработке на конвейере в выработке выемочного участка, доли ед.;

$$k''_{my} = a T_{m.k}^6 - a T_{m.l}^6,$$

где: $T_{m.k}$ - время нахождения отбитого от массива угля в конвейерном штреке в пределах выемочного участка, мин;

$$T_{m.k} = \frac{\sum_{i=1}^{nl} l_{mi}}{60 v_{mi}},$$

где: nl - число участков длиной l_{mi} с различной скоростью движения угля; l_{mi} - протяженность выработки с i -м видом транспорта (перегрузатель длиной до 80м); v_{mi} - скорость транспортирования угля на участке l_{mi} , (скорость движения цепи перегружателя $v_m = 1,12$ м/с).

Интервал времени нахождения отбитого от массива угля в конвейерном штреке составляет от, мин: $T_{m.k} = \frac{180}{60 \cdot 0,95} + \frac{80}{60 \cdot 1,12} = 4,35$, до $T_{m.k} = \frac{300}{60 \cdot 0,95} + \frac{80}{60 \cdot 1,12} = 6,45$.

Коэффициент, учитывающий степень дегазации отбитого угля на конвейере в выработке выемочного участка составит от

$$k''_{my} = 0,052 \cdot 4,35^{0,71} - 0,052 \cdot 3,15^{0,71} = 0,031, \text{ до}$$

$$k''_{my} = 0,118 \cdot 6,45^{0,25} - 0,118 \cdot 5,26^{0,25} = 0,01$$

А относительное метановыделение из отбитого угля в конвейерном штреке составит от, м³/т: $q''_{o.y.} = 8,3 \cdot 0,91 [1 - 0,85 \cdot 0,159] \cdot 0,6 \cdot 0,031 = 0,12$, до

$$q''_{o.y.} = 29 \cdot 0,93 [1 - 0,85 \cdot 1,538] \cdot 0,6 \cdot 0,01 = 0,05$$

Относительное метановыделение из отбитого угля, м³/т: определяли из выражения:

$$q_{o.y.} = q'_{o.y.} + q''_{o.y.},$$

где: $q'_{o.y.}$ и $q''_{o.y.}$ - относительное метановыделение из отбитого угля соответственно в лаве и в конвейерном штреке, м³/т;

Результаты расчетов показали, что из транспортируемого отбитого угля выделяется от $q_{o.y.} = 2,33 + 0,12 = 2,45$, до $q_{o.y.} = 1,94 + 0,05 = 1,99$, м³/т метана. При на

грузке на очистной забой $A_{\text{сут}} = 3000 \dots 5000$ тонн, инъекция метана в свежую струю воздуха составит от 6000 до 12000 м³, что определяет значительный уровень технологической и экологической опасности. Улавливание части выделяющихся газов, в соответствии с предлагаемыми авторами техническими решениями, позволит уменьшить ограничения нагрузки на очистной забой по газовому фактору, повысить безопасность труда горнорабочих, улучшить экологическую обстановку на горнодобывающих предприятиях. Кроме того, утилизация каптированного метана позволит получить дополнительный доход, что позитивно скажется на экономических показателях предприятия.

Библиографический список

1. Костенко В.К. Повышение производительности и безопасности очистных забоев управлением метановыделением из транспортируемой горной массы/ Костенко В.К., Шевченко Е.В. //Проблеми екології. Загальнодержавний науково-технічний журнал/2008. №1-2. – С46-50.
2. ДНАОП 11.30-6.09.93 Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт - К.: Основа, 1994. –312 с.

Надійшла до редколегії 21.04.2009

© Костенко В. К., Шевченко Е. В., 2009

УДК 658.004: 622

МЕЩАНИНОВ С.К. (НГУ)

К РАЗРАБОТКЕ ТЕРМОДИНАМИЧЕСКОГО КРИТЕРИЯ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ КРОВЛИ ОЧИСТНОЙ ВЫРАБОТКИ

Рассмотрены современные проблемы обеспечения промышленной безопасности ведения очистных работ на угольных шахтах Украины. Для повышения надежности, эффективности и безопасности подземной добычи угля, предложено при моделировании работы угольной шахты и разработке комплекса мероприятий рассматривать очистной забой угольной шахты как сложную техническую систему с последовательно соединенными элементами.

The article reviews contemporary problems of ensuring safety of stope works in coal mines of Ukraine. In order to increase reliability, efficiency and safety of underground coal mining the author suggests that a stoping face should be regarded as a complex mechanic system with the elements united in successive order.

На сегодняшний день, неудовлетворительное состояние отрасли, обусловлено целым рядом факторов как объективного, так и субъективного характера. К объективным относится: сложность горно-геологических условий добычи угля, низкий технический уровень угледобывающих и углеперерабатывающих предприятий, большая степень физического и морального износа основных фондов; субъективные связаны с ограниченностью инвестиционных ресурсов, неэффективной системой управления отраслью и отсутствием рыночного механизма ценообразования на угольную продукцию. Украина располагает огромными запасами угля, но его добыча осуществляется в несоизмеримо худших условиях, чем в других странах мира. Поиск путей поднятия эффек-

тивности неперспективных шахт усложняется тем, что добыча угля на них происходит в качественно иных условиях, которых нет в мировой практике. На этих шахтах совокупное влияние отрицательных факторов (горно-геологических, горнотехнических и социальных) сформировали условия, когда ни значительные государственные дотации, в том числе в виде технических кредитов, ни массовое внедрение даже за счет государства апробированных и эффективных для других угледобывающих регионов технических средств и технологий не могут дать существенного результата.

По данным работы [1], современные тенденции развития производительных сил в мировой экономике сопровождаются непрерывным увеличением числа аварий и катастроф. При этом наблюдается весьма тревожная тенденция роста крупных аварий, приводящих к масштабным материальным потерям, значительному ущербу окружающей среде и нередко, к многочисленным жертвам среди населения и персонала объектов повышенной опасности.

Во всем мире нарастает озабоченность правительств, органов государственного управления, надзора и контроля, общественных организаций, населения, в связи со все возрастающим риском, который представляют для населения и окружающей среды объекты техногенной сферы.

Одной из важнейших проблем подземной добычи угля является, на сегодняшний день, проблема безопасности. По данным работы [2], анализ обстоятельств возникновения пожаров и хода выполнения горноспасательных работ на шахтах показывает, что наиболее сложные пожары обычно бывают в выработках высокопроизводительных выемочных участков, оборудованных современной техникой. Выход их из строя парализует шахту и, как правило, сопровождается миллионными убытками от потери дорогостоящего оборудования, горных выработок и консервации больших запасов угля, подготовленных к выемке. Борьба за сохранение таких участков ведется с максимальным напряжением сил и средств, а иногда, с риском для здоровья и жизни горноспасателей.

На сегодняшний день много объективных факторов влияет на состояние безопасности труда. Это и изношенность оборудования, и старение основных фондов, и плохое обеспечение крепежными материалами, средствами индивидуальной и коллективной защиты горнорабочих. Анализ аварий и несчастных случаев с летальным исходом показывает, что основными их причинами являются низкая производственная дисциплина и плохое организационно-техническое состояние ведения работ, в целом.

Объективным подтверждением того, что шахтам нужно переходить от оторванной от технологии системы безопасности к безопасным технологиям, является обратная гиперболическая зависимость объема аварийности и травматизма от капитальных вложений (инвестиций) в обновление и совершенствование всей технологической цепи шахты, функционирующей с одной целью – эффективная угледобыча [3].

Главные источники травмирования, гибели людей и возникновения аварий на шахтах (применительно к Украине) – взрывы метана и угольной пыли.

Опыт показал, что наилучших результатов по повышению надежности ведения очистных работ можно достичь путем создания автоматизированных систем контроля и прогноза.

В работе [4] рассмотрена структура «высокоавтоматизированной» шахты – шахты будущего. Основными ее элементами являются:

- широко развитая система сбора и хранения информации;
- высокоскоростные, обоенаправленные системы связи и обмена информацией для мониторинга и управления в реальном времени;
- компьютеризованный информационный менеджмент, шахтное планирование, системы контроля в реальном времени;

- автономные и телеуправляемые машины и оборудование, связанные с общешахтной коммуникационной сетью;

- коммуникативные и мониторинговые системы связи с другими шахтами компании, машиностроительными предприятиями и системами оповещения населения.

Работы в этом направлении должны иметь свое логическое завершение, «конечную цель». Такой целью и является создание высокоавтоматизированной шахты, рудника, очистного или проходческого забоя, основными характеристиками которой являются наличие единой общешахтной информационной сети, безлюдной технологии добычи полезного ископаемого с максимально возможным уровнем безопасности.

Работы по созданию систем контроля надежности и эффективности функционирования угольных шахт ведутся во многих странах. Многолетний опыт эксплуатации систем контроля и управления на украинских угольных шахтах выявил их недостатки, и, в первую очередь, - это централизация процесса сбора обработки и представления информации на одной управляющей вычислительной машине, как правило, без резервирования, что приводит к частым перерывам в функционировании подсистем, вызванных выходом из строя общего управляюще-вычислительного комплекса, отдельных его элементов или влиянием других подсистем. Поэтому, их дальнейшее развитие на угольных шахтах предполагает создание систем с распределенной обработкой информации, когда отдельные подсистемы будут реализовываться на основе отдельной микро-ЭВМ.

Так, в Великобритании создана компьютерная система контроля поддержки технологического управления (MAYNOS), которая непрерывно выдает информацию о горных машинах и условиях труда, включая срочные контролирующие меры.

Наиболее известны мониторинговые системы фирмы TRANSMITTON; ряд корпораций США выпускает системы (MC – 2000, CENTURION, DAN, MUNDIOS, NATIONAL – FEMCO, EZ-100), которые предназначены для автоматизированного управления технологиями и оборудованием шахт [1]. Таким образом, не вызывает сомнений актуальность проблемы обеспечения надежности (безопасности) подземной добычи полезных ископаемых. С другой стороны, многообразие и сложность горно-геологических условий добычи и подготовки месторождений различных типов существенно затрудняет решение этой проблемы.

Особое значение в обеспечении промышленной безопасности угольных шахт имеет человеческий фактор. Понятие «человеческие отказы» является как бы перефразированием факта, что человек со своими врожденными и приобретенными способностями и слабостями недостаточно принимается в расчет при проектировании технических систем. Поэтому актуальна задача так спроектировать систему ЧМС, чтобы она максимально «считалась» с человеком. В данной ситуации можно утверждать, что человек вынужден идти на компромисс с горными машинами, механизированным комплексом и очистным забоем в целом, в результате чего появляется возможность для оптимизации. Справедливо и обратное: технологическая система «очистной забой» также должна «приспосабливаться» к особенностям людей, ее обслуживающих. Последнее утверждение говорит о возможности оптимизации подсистем очистного забоя по отношению к человеку. Таким образом, имеются две возможности для оптимизации: первая – со стороны человека по отношению к очистному забою, и вторая – со стороны очистного забоя по отношению к человеку, в связи, с чем могут быть построены две целевые функции. Вообще говоря, более правильно понятие «человеческий отказ» заменить понятием «ошибка обслуживания».

При учете человеческого фактора необходимо уделять особое внимание обработке и уплотнению (сжатию) поступающей от контролирующих подсистем и центрального информационно-управляющего комплекса информации. Это необходимо для

того, чтобы человек – оператор и обслуживающий очистной забой персонал могли адекватно и своевременно усвоить поступающий поток информации и принять на этой основе правильные решения. Для достижения такого эффекта уплотнение информации должно соответствовать ряду требований, которые можно сформулировать следующим образом:

1. Определенность. Человек должен получать конкретную информацию, в соответствии с которой необходимо предпринимать вполне конкретные и однозначные действия. Поступающая информация не должна давать поводов для колебаний, либо быть хотя бы в какой-то мере двусмысленной.

2. Обратимость. В случае необходимости информационное сообщение должно иметь возможность быть развернутым для более подробного анализа причин его создавших.

3. Представительность. Поступающая информация должна быть в форме, которая не сможет быть оставленной без внимания. Для очистного забоя это, по-видимому, должна быть система световой и звуковой сигнализации, размещенная на контрольно-управляющем пункте и непосредственно на рабочих местах.

К человеку-оператору в данном контексте, а также и в определенном смысле, и ко всему обслуживающему очистной забой персоналу кроме требований, обусловленных непосредственными производственными задачами, должен быть предъявлен следующий набор требований [5]: безошибочность; готовность; восстанавливаемость, своевременность и точность восприятия и реагирования на поступающую информацию. В соответствии с этим необходимы дополнительные мероприятия по профотбору лиц, обслуживающих очистной забой.

В общем говоря, можно сформулировать две основные цели, достижение которых позволит свести к минимуму негативное влияние человеческого фактора на безопасность ведения работ в очистном забое.

Первая включает в себя проведение обучающе-тренировочных занятий с обслуживающим очистной забой персоналом и регулярный контроль его психофизиологических характеристик;

Вторая заключается в практически полном устранении человека от управления производственным процессом в реальном режиме времени (исключая нештатные ситуации). Это может быть достигнуто внедрением в процесс управления, контроля и учета комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования [4].

При проектировании информационных устройств рекомендуется придерживаться следующих общих положений: количество получаемой человеком информации не должно превышать его возможностей к восприятию. В центральном поле внимания необходимо располагать приборы, дающие наиболее важную информацию; информация должна быть понятна и доступна к восприятию в шахтных условиях.

Под надежным (безопасным) функционированием очистного забоя, как основной технологической единицы угольной шахты подразумевается такой режим ее работы, при котором:

- все технологические процессы протекают в штатном режиме;
- производственный персонал выполняет текущие задания в соответствии с технологическими регламентами, инструкциями и паспортами. Персонал надзора контролирует ход технологических процессов и состояние всех подсистем, влияющих на выполнение заданий и ведение горных работ, своевременно выявляет и адекватно реагирует на выявленные нарушения, отказы и отклонения. Обеспечивающие службы своевременно восстанавливают израсходованный производственный ресурс систем очистного забоя;

- машины, механизмы и транспорт обеспечены необходимыми расходными материалами, запасными частями, и работают с заданными нагрузками без сбоев и отказов;

- агрессивная среда (газонасыщенный углепородный массив с выработками) приведена в безопасное состояние и не оказывает сверхнормативного воздействия на персонал и технику.

В настоящее время у покупателей систем контроля и автоматизации для угольных шахт отсутствует уверенность в том, что, вложив достаточно большие суммы в покупку этого оборудования, можно долговременно получать гарантированную прибыль от его использования [4]. При этом возникает финансовая зависимость от поставщика, из-за невозможности достоверного прогноза эффективности угледобычи в условиях, уровень благоприятности которых существенно изменяется в течение выемки. Здесь следует отметить также и большую значимость «человеческого фактора». Кроме того, несмотря на многовариантность поставляемого оборудования, весьма сложно подобрать такой его комплект, который можно было бы эффективно адаптировать к местным условиям, в том числе с учетом особенностей горного массива, шахтной инфраструктуры, квалификации кадров и т. п. В результате возникает противоречие: с одной стороны существует реальная возможность поставки современного добычного, проходческого и контролирующего оборудования, а с другой, дороговизна приобретения и сложность эксплуатации в малопредсказуемых по уровню благоприятности условиях украинских угольных шахт.

На кафедре подземной разработки месторождений Национального горного университета Украины на протяжении ряда лет активно ведутся работы по созданию научных основ комплексной системы контроля и управления надежностью ведения горных работ при подземной разработке месторождений, в первую очередь, применительно к угольным шахтам, которые занимают первое место по количеству аварий и несчастных случаев.

Уровень безопасности является вероятностной величиной. Он выражается произведением вероятностей:

$$P = F[P_1 P_2 P_3 P_4]$$

где F – функция, определяющая зависимость между общим уровнем вероятности безопасной (надежной) работы шахты или рудника и вероятностями безопасной (надежной) работы его подсистем; P_1 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по фактору состояния шахтной атмосферы; P_2 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по фактору устойчивости приконтурной области; P_3 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по фактору работы технологического оборудования; P_4 – вероятность безопасной работы шахты или рудника по человеческому фактору.

Система контроля и управления надежностью функционирования должна осуществлять непрерывный контроль всех параметров, определяющих значения P_1 , P_2 , P_3 и P_4 . Величина P_4 значительно сложнее поддается оценке, в связи с чем, в наиболее опасных местах шахты или рудника должны быть размещены подсистемы автоматической защиты и блокировок. Последние, являясь неотъемлемой частью системы контроля и управления, по-видимому, и должны придавать ей окончательно законченный, целостный вид.

Нами уже разработаны структурная, математическая, оптимизационная и имитационная компьютерная модели функционирования очистного забоя [4, 6-9]. Научно

обоснован набор информативных параметров комплексной системы контроля и управления надежностью функционирования очистного забоя [4, 9]. Полученные результаты могут быть распространены и на рудные месторождения, так как разработаны они исходя из постановки задачи об очистном забое как сложной технической системе, которой является любая технологическая система шахты, рудника, разреза и т. п.

На рис. 1, в качестве примера, представлена Структурная схема взаимодействия системы контроля и управления с технологическим оборудованием подсистем шахты или рудника. Как видно из рисунка, структура и взаимодействие системы контроля и управления с технологическим оборудованием осуществляется на основе иерархического принципа. Сбор и первичная обработка информации происходят непосредственно на месте ведения работ при помощи серийно выпускаемой контрольно-измерительной аппаратуры, а проблемная обработка и выработка контрольно-управляющих сигналов, а также сбор отчетной информации и осуществление прогноза – информационно – управляющим блоком системы контроля и управления, находящимся на поверхности, на центральном диспетчерском пункте.

В этом контексте особый интерес представляет разработанная имитационная компьютерная модель, позволяющая моделировать работу очистного забоя с возможностью изменения набора информативных параметров и диапазонов их изменения. В основу идеи моделирования положен учёт влияния и взаимовлияния факторов надёжности функционирования подсистем шахты или рудника.

Основная цель моделирования состоит в переводе угольной шахты, очистного забоя, рудника на новый организационно-технический уровень, обеспечивающий преимущественное управление и контроль ходом технологического процесса без участия человека (функционирование в режиме автопилота), за исключением экстраординарных, нестандартных ситуаций, незаложенных предварительно в работу модели.

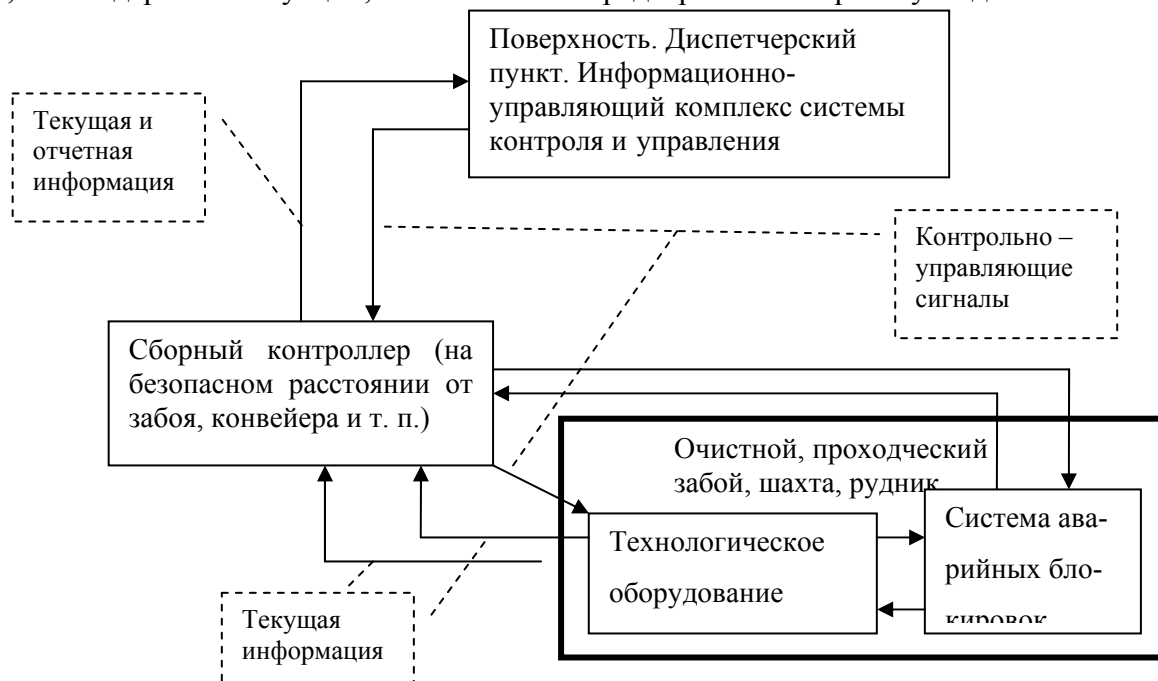


Рис. 1. Структурная схема взаимодействия системы контроля и управления с технологическим оборудованием подсистем шахты или рудника

Приведенные результаты имеют в значительной мере иллюстративный характер для оценки направлений дальнейших исследований, с целью распространения получен

ных результатов и постановки задач исследований применительно к рудным шахтам и другим месторождениям полезных ископаемых.

Библиографический список

1. Сабынин А.В., Курнос В.Г., Вовченко А.Р. Концептуальный подход к созданию системы управления современной шахтой // Уголь Украины. – 2006. – №5. – С. 7 – 11.
2. Тактико-технологические схемы тушения подземных пожаров в автоматизированной системе управления ликвидацией аварий / И.П. Белик, Н.И. Привалов, С.А. Прус и др. // Тактические приемы ведения горноспасательных работ и техническое оснащение ВГСЧ – МакНИИ, 1982. – С. 3 – 7.
3. Дубов Е.Д., Мухин Е.П., Мухин П.Е. Концепция безопасности должна быть пересмотрена // Уголь Украины. – 2003. – № 6. – С. 34 – 37.
4. Мещанинов С.К. Научные основы обеспечения надежности функционирования очистных забоев шахт Украины: Монография. – Д.: Национальный горный университет, 2005. – 230 с.
5. Rasmussen J. Skills, rules and knowledge. Signals, signs and symbols and other destinations in human performance models // IEEE Trans. On systems man and cybernetics. – 1983. – v. 13. – p. 257 – 266.
6. Бондаренко В.И., Мещанинов С.К., Коваль А.И. К разработке структурной модели высоконагруженной лавы как объекта управления // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 7. – С. 16 – 19.
7. Мещанинов С.К. К разработке оптимизационной математической модели управления надежностью функционирования высоконагруженной лавы по критерию адаптации // Науковий вісник НГУ. – 2004. – № 10. – С. 15– 18.
8. Бондаренко В.И., Мещанинов С.К., Свириденко А.А. Имитационная модель локальной системы управления надежностью функционирования высоконагруженной лавы // Науковий вісник НГУ. – 2005. – № 1. – С. 33– 36.
9. Бондаренко В.И., Мещанинов С.К., Корж П.П. др. К вопросу создания методологических основ обеспечения надежности функционирования высоконагруженной лавы // Украинско-польский форум горняков: Доклад. – Ялта, 2004. – С. 124 – 127.

Надійшла до редколегії 05.03.2009

© Мещанинов С.К., 2009

УДК 622.831.3

ПАВЛОВ Е.Е. (ДонГТУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ФОРМЫ И РАЗМЕРОВ ЗОНЫ РАЗГРУЗКИ ПОРОД ВОКРУГ ВЫРАБОТКИ МЕТОДОМ ЭГДА

Методом электрогидродинамических аналогий на электропроводной бумаге исследованы возможные варианты размещения зон разгрузки разной глубины и формы вокруг выработки. Установлено оптимальное размещение разгрузочных шпуров для более полного и равномерного распределения разгруженной зоны по контуру выработки при последовательном взрывании нескольких камуфлетных шпуров и с различной величиной зарядов ВВ.

The method of electro-hydrodynamic analogies was used by the author to study the possible patterns of unload zones location around an excavation. The zones of various shapes and at different depths have been considered. The author has recorded the most appropriate position of unloading blast-holes for a more uniform distribution of unload zones along the excavation contours in the process of successive shot firing.

Значительное повышение устойчивости горных выработок можно обеспечить способом управления напряженно-деформированным состоянием (НДС) окружающего

массива за счет камуфлетного взрыва разгрузочных зарядов ВВ в шпурах, пробуренных вокруг выработки.

Одним из способов управления НДС массива горных пород с целью обеспечения устойчивости контура выработки, является изменение ее формы. Из теории геомеханики следует, что оптимальной является эллиптическая форма, при которой достигается неизменность напряжений на всем контуре, что справедливо при соблюдении следующего соотношения [1]:

$$a/b = \lambda, \quad (1)$$

где a , b - горизонтальная и вертикальная полуоси выработки, м; $\lambda = P_{\Gamma}/P_{\text{В}}$ - коэффициент бокового распора массива, P_{Γ} , $P_{\text{В}}$ - соответственно горизонтальная и вертикальная компоненты исходного поля напряжений массива горных пород.

В большинстве случаев $\lambda < 1$, поэтому выработки с позиции требований горной геомеханики необходимо проектировать высокими и узкими. Однако в соответствии с технологическим использованием необходимы выработки с шириной, значительно больше их высоты.

Для устранения этого технического противоречия на кафедре СГ и ГС ДонГТУ был предложен способ управления НДС массива вокруг выработки путем активной предварительной разгрузкой пород кровли (рис.1). Сущность способа заключается в искусственном создании над выработкой области разгрузки, отделенной трещинами от остального массива, путем взрывания камуфлетных зарядов взрывчатого вещества (ВВ) в разгрузочных шпурах, что формирует новый контур, более близкий к теоретическому (1) и обеспечивается взрывное заполнение породой закрепного пространства.

Важным преимуществом предложенного способа разгрузки пород является:

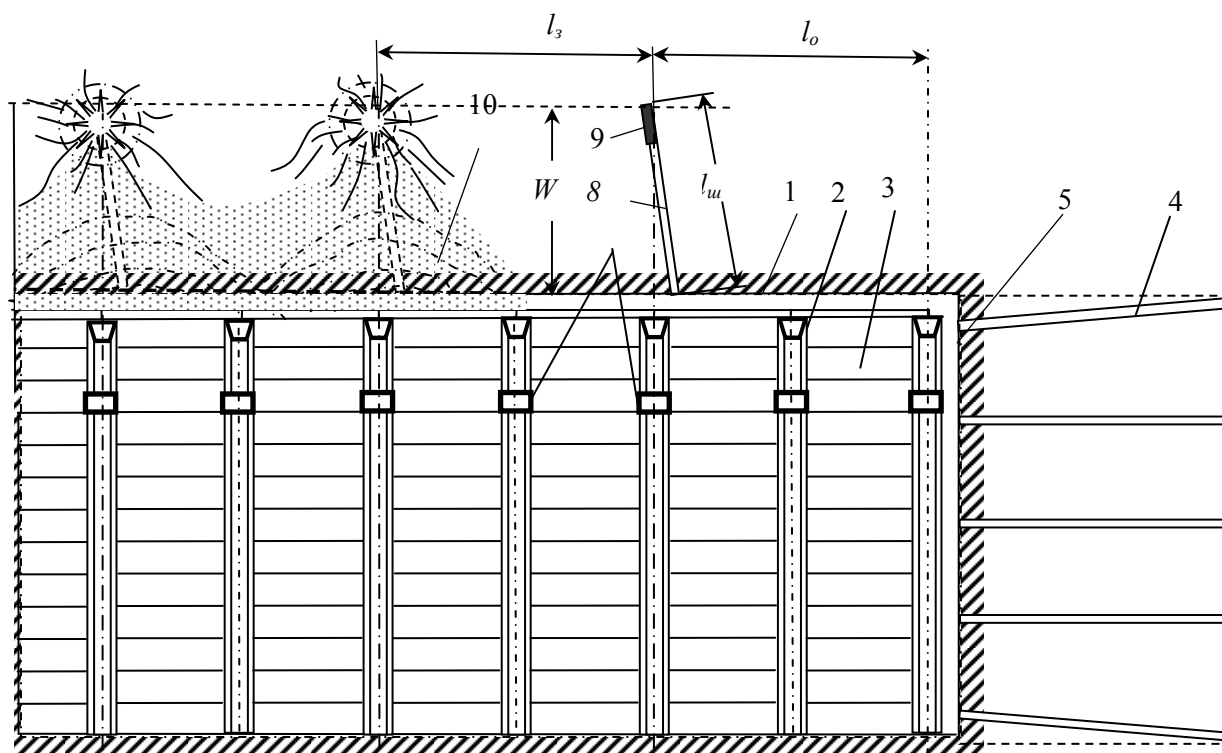
- повышение устойчивости выработки за счет изменения ее формы приближенную к эллипсу, а по технологическому использованию она остается наиболее удобной для эксплуатации;
- снижение напряженного состояния пород контура;
- повышение работоспособности рамной крепи в 1,5-2,5 раза за счет создания взрывной забутовки закрепного пространства;

Способ выполняется следующим образом [2]. При проведении выработки 1 после возведения рамного крепления 2 и установки затяжки 3 по его контуру, одновременно со шпурами 4 по забою 5 бурят в кровле два боковых разгрузочных шпура 6 в районе узлов податливости 7 рамного крепления 2 и третий разгрузочный шпур 8 по центру выработки на глубину $l_{\text{ш}}$ таким образом, чтобы заряды 9 ВВ в разгрузочных шпурах 6, 8 располагались в плоскости рамы крепления.

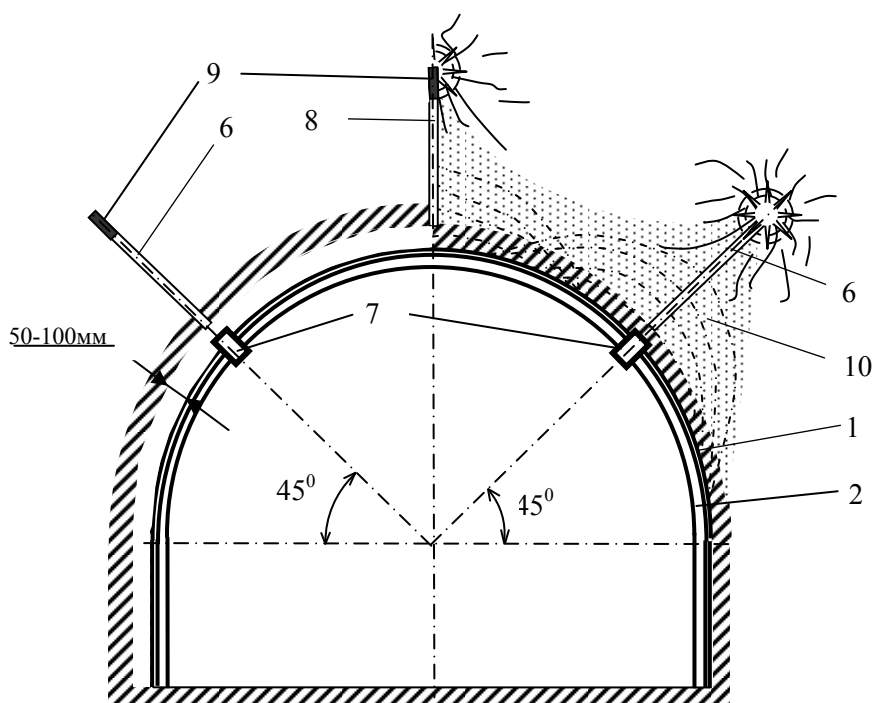
Разгрузочные шпуры 6, 8 заряжают камуфлетными зарядами 9 ВВ, после чего одновременно со взрыванием шпуров по забою взрывают сначала боковые 6, а с замедлением – центральный 8 камуфлетные заряды, создавая разгруженные зоны. Шпуры для разгрузки 6, 8 бурят на расстоянии от последней рамы крепления не меньше линии наименьшего сопротивления (ЛНС) W камуфлетного заряда $l_0 \geq W$, а расстояние между комплектами зарядов вдоль выработки должно отвечать условию $l_3 = 1,5 W$ [2].

Шпуры для разгрузки 6, 8 необходимо бурить на расстоянии от последней рамы крепления, не меньше ЛНС камуфлетного заряда для того, чтобы зона трещин откола 10 не выходила за линию забоя 5. Расстояние между комплектами зарядов 9 вдоль выработки должно отвечать условию для того, чтобы ударное действие породы, которую

взорвали, направить по линии наименьшего сопротивления в сторону породного обнажения для более равномерного откола породного массива по всей длине выработки.



А)



Б)

Рис. 1. Способ взрывной разгрузки пород вокруг выработки

Актуальною задачею является определение параметров оптимальной зоны разгрузки пород по контуру выработки, которые до настоящего времени не были достаточно исследованы.

Целью исследования было:

1. Выявление размеров зон разгрузки пород в кровле горной выработки при последовательном взрывании нескольких зарядов ВВ, сначала боковых, а с замедлением – центрального [2];

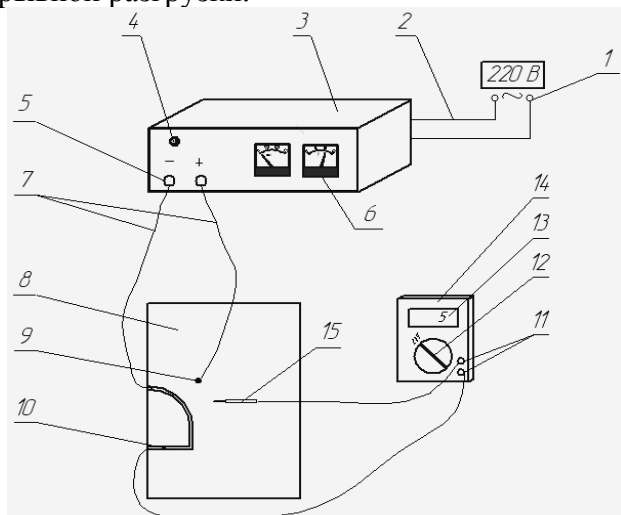
2. Определение оптимальных параметров взрывной разгрузки пород в кровле выработки исходя из количества камуфлетных шпуров, их размещения по контуру выработки, а также величины заряда ВВ.

Для этого проведено моделирование закономерностей создания разгруженных зон при взрывании камуфлетных зарядов методом электрогидродинамических аналогий (ЭГДА) [3] на электропроводной бумаге (ЭПБ). Исследования проводили с помощью прибора, разработанного на кафедре "Строительной геотехнологии и горных сооружений" ДонГТУ с использованием схемотехнических решений типового газоанализатора "Сигнал-2", что обеспечивает удобство в работе, высокую точность до 10^{-2} В в диапазоне измерения от 0 до 15 В и достоверность измерений электрического потенциала на ЭПБ. Учитывая симметричность изучаемого объекта, смоделирована половина выработки. Контур выработки представлен вырезом в электропроводной бумаге, на границе которого электрически закреплена алюминиевая шина (фольга). Заряды ВВ смоделированы кругами из алюминиевых шин диаметром 5 мм. Стабилизированное напряжение 10 В подавалось на контур выработки и заряды ВВ, при этом электропровод прижимался к фольге диэлектрической скрепкой. Электропроводная бумага разбивалась на квадратные сантиметры и поисковой иглой снимались показания в каждом углу квадрата, после чего полученные данные обрабатывались для построения эквипотенциальных линий и градиента тока.

Принят масштаб геометрического подобия:

$$\alpha_L = L_n / L_m = 50$$

Особенность моделирования заключалась в изучении взаимовоздействия разгруженных зон при их последовательном образовании с учетом переменной степени дробления горных пород путем создания соответствующих граничных условий. Как правило, на контуре выработки создавался нулевой потенциал, а заряды разгрузки моделировались потенциалом 10 В. В результате измерялись эквипотенциалы, с помощью ЭВМ строились линии тока и градиентов, которые позволяли определить границы взрывной разгрузки.



Установка для моделирования (рис. 2) содержит следующие элементы: 1 – розетка электросети; 2 – провода; 3 – источник питания (стабилизатор напряжения); 4 – регулятор напряжения; 5 – клеммы; 6 – вольтметр; 7 – провода; 8 – электропроводная бумага (ЭПБ); 9 – шина модели, имитирующая точечный камуфлетный заряд ВВ; 10 – шина, имитирующая контур выработки; 11 – клеммы; 12 – переключатель; 13 – цифровой индикатор; 14 – цифровой вольтметр; 15 – поисковая игла. Питание устройства осуществляется от электросети с переменным напряжением 220 В.

Для обработки данных, полученных при моделировании (влияния камуфлетного взрыва в кровле выработки на ее устойчивость) на электро-

Рис.2. Установка для моделирования методом ЭГДА

проводной бумаге методом ЭГДА, был использован математический программный пакет MathCAD.

В большинстве практических приложений желательно соединить экспериментальные точки не ломаной линией, а гладкой кривой. Лучше всего для этих целей подходит многомерная интерполяция.

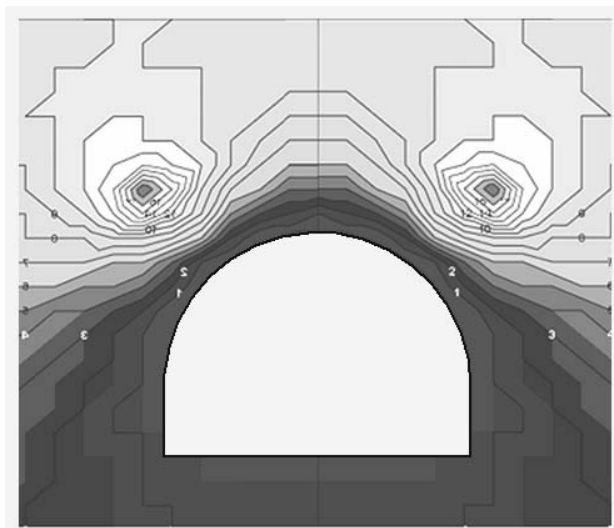


Рис. 3. Эквипотенциальные линии при взрыве зарядов в двух боковых шпурах по результатам измерений,

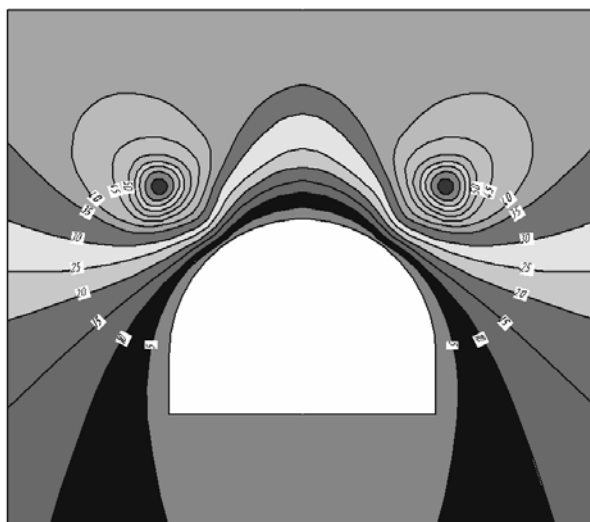


Рис 4. То же после обработки сплайном

Двумерная сплайн-интерполяция приводит к построению поверхности $z(x, y)$, проходящей через массив точек, описывающий сетку на координатной плоскости (x, y) . Поверхность создается участками двумерных кубических сплайнов, являющихся функциями (x, y) и имеющих непрерывные первые и вторые производные по обеим координатам.

Многомерная интерполяция строится с помощью встроенных функций, но имеет в качестве аргументов не векторы, а соответствующие матрицы.

На рис.3 показаны эквипотенциальные линии при взрыве зарядов в двух боковых шпурах, соединенные в виде ломаной кривой, а на рис.4, отображен результат двумерной интерполяции, где кривые линии сглажены.

Далее полученные данные обрабатываем в графическом редакторе COMPAS, где определяем линии тока и его градиент.

Градиент определяем как отношение:

$$\xi = \frac{\Delta U}{\Delta L},$$

где: ΔU - Разность напряжения между эквипотенциальными линиями, В; ΔL - Расстояние по линии тока между эквипотенциальными линиями, мм.

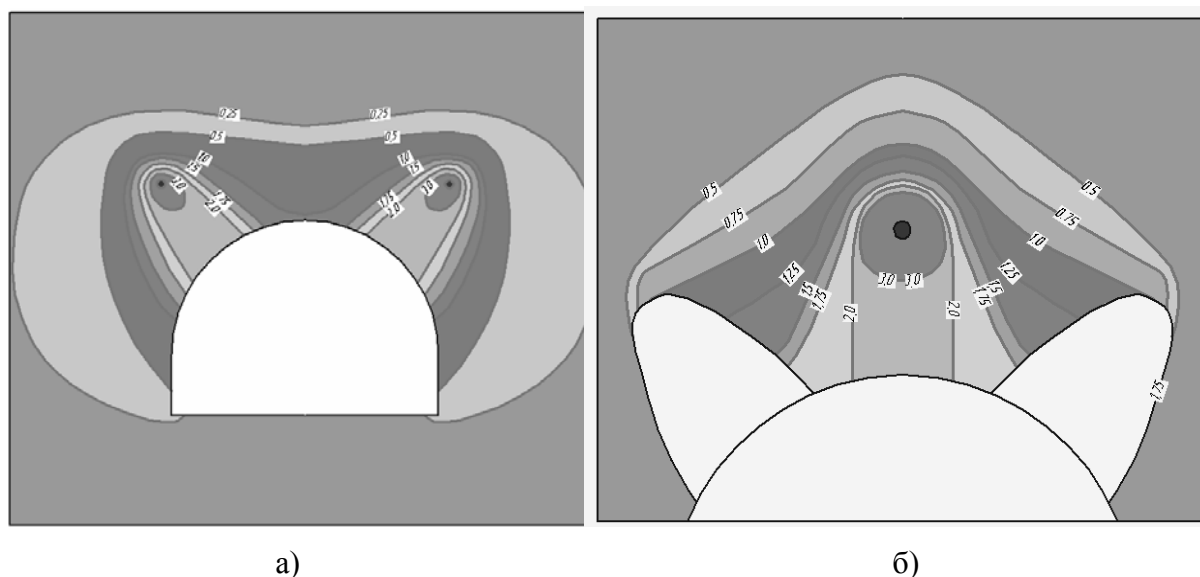


Рис. 5. Расположение зон разгрузки в кровле выработки при взрыве:

а) двух боковых зарядов ВВ

б) центрального заряда ВВ

Далее моделируем взрыв зарядов ВВ от 1 до 5 камуфлетных шпуров для определения оптимальной зоны разгрузки в кровле выработки, расположенных на расстоянии 1,5 м от контура выработки в одной плоскости. Моделировали разгрузку с 1, 2, 3 и 5 камуфлетными шпурами.

При создании зоны разгрузки в кровле с 3 зарядами ВВ промоделированы случаи различных величин зарядов ВВ и при разных углах наклона камуфлетных шпуров, а именно - 45^0 и 30^0 к вертикали.

Для более полного и точного воссоздания последовательно взрывания камуфлетных зарядов, на ЭПБ создавали зону разгрузки в виде дополнительного контура к контуру выработки с градиентом, равным $\xi = 1,75$ В/мм и $\xi = 1,5$ В/мм (рис.5). Подавали напряжение, находили эквипотенциальные линии, линии тока и вычисляли градиент.

После моделирования взаимодействия двух боковых зарядов (с различными зарядами и с разным расположением относительно рамного крепления шпуров) на центральный, выбирали по линиям градиента (скорости) оптимальную разгруженную зону, когда требуется минимальный заряд ВВ и достигается равномерное распределение разгруженной зоны по контуру выработки.

Оптимальным оказалось расположение шпуров, равное 45^0 к вертикали т.к.:

1. При расположении боковых шпуров под углом 30^0 к вертикали, глубина зоны разгрузки в центре кровли выработки увеличивается на 10%, но едва захватывает замки податливости.

2. При расположении боковых шпуров под углом 45^0 , замки податливости оказываются полностью в зоне разгрузки, что обеспечивает снижение НДС вокруг выработки, повышение устойчивости пород, увеличение грузонесущей способности крепи, удобство при бурении шпуров.

Общая схема разгрузки кровли выработки приведена на рис.6, где изображено: 1 – Замки податливости; 2 – Крепь; 3 – Разгруженная порода; 4 – Массив.

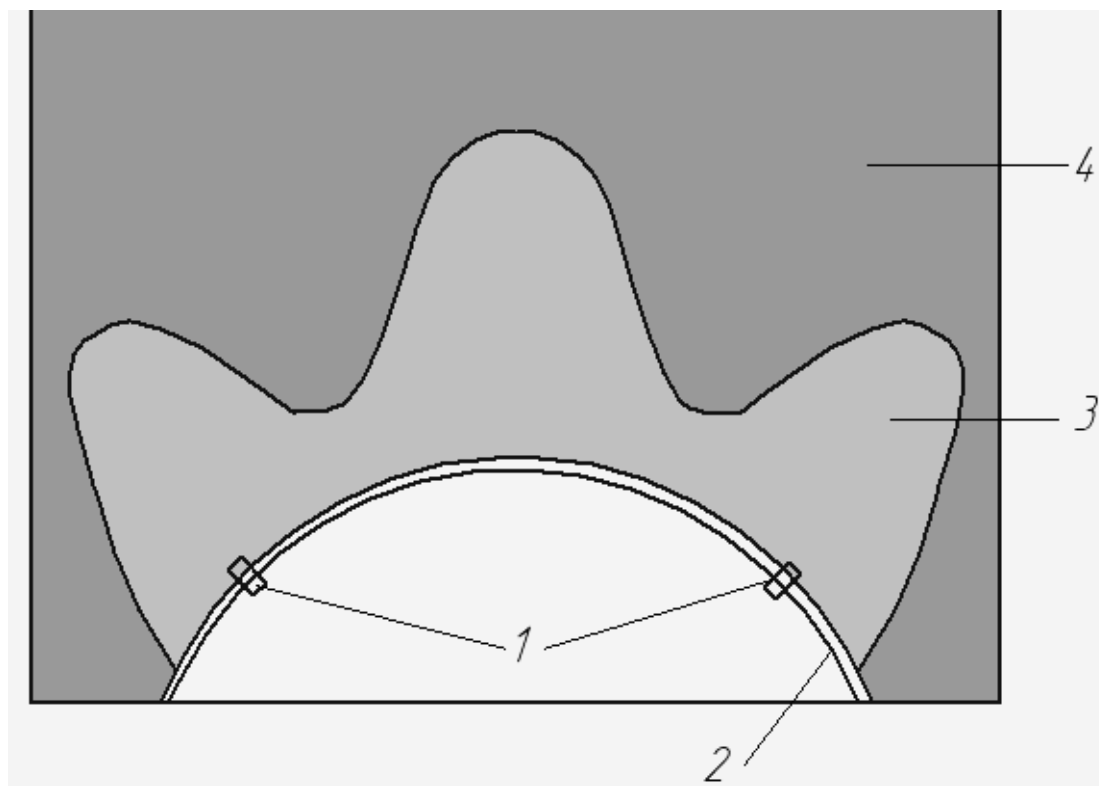


Рис. 6. Общая схема расположения зоны разгрузки в кровле выработки

В результате проведенных экспериментов было установлено, что для создания разгруженной области вокруг выработки достаточно взорвать 3 заряда ВВ в кровле выработки – два заряда в районе узлов податливости рамной крепи, и один - по центру [2]. Это обеспечивает снижение НДС вокруг выработки в 2-3 раза, повышение устойчивости пород, создает взрывную забутовку вокруг крепи, что увеличивает ее грузонесущую способность в 1,5-2,5 раза.

Выражаю благодарность научному руководителю проф. Г.Г. Литвинскому за ценные советы по методике выполнения и обсуждения результатов работы.

Библіографічний список

1. Литвинский Г.Г. Научные основы обеспечения устойчивости горных выработок активной разгрузкой и упрочнением пород //Литвинский Г.Г. / В сб.: Горное давление в очистных и подготовительных выработках. – Новосибирск: СО АН СССР, 1989. – с.101 -108.
2. Пат. 29057 Україна, МПК8 Е 21 D 11/00. Спосіб вибухового розвантаження порід навколо виробки / Литвинський Г.Г., Павлов Є.Є. ; заявник і патентовласник Донбас. держ. техн. ун-т. - № а200711987 ; заявл. 30.10.2007 ; опубл. 10.01.2008, Бюл. № 1. – 3 с.: іл.
3. Власов О.Е. Основы расчета дробления горных пород взрывом./ Власов О.Е., Смирнов С.А. - М.: Изд-во АН СССР, 1962. - 104 с.

Надійшла до редколегії 14.04.2009

© Павлов Е.Е., 2009

УДК 622.831.312

БОНДАРЕНКО В.И., КОВАЛЕВСКАЯ И.А., СИМАНОВИЧ Г.А., ФОМИЧЕВ В.В.
(НГУ)

ОБОСНОВАНИЕ И ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОСТРАНСТВЕННОЙ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ СДВИЖЕНИЯ ВОКРУГ ПЛАСТОВОЙ ВЫРАБОТКИ ТОНКОСЛОИСТОГО МАССИВА СЛАБЫХ ПОРОД

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

The author has studied stress-deformed state of the “rock-support” system. The research has been carried out on the basis of the finite-element method.

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

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

Поэтому, разработка методики прогноза эпюры перемещений в любой точке контура выработки для комплексной оценки ее эксплуатационного состояния и выбора на этой основе типового сечения является безусловно актуальной задачей повышения эффективности работы угольных шахт Западного Донбасса. Такая комплексная постановка задачи требует максимально адекватного отражения процессов сдвижения слоистого массива слабых пород в окрестности подготовительной выработки. А именно: учет совместности деформирования массива и крепи реальной пространственной геометрии с межрамным ограждением и забутованным закрепным пространством; моделирование максимально приближенной к существующей структуры слоистой углевмещающей толщи с неоднородными механическими характеристиками и нарушенными контактами между слоями в окрестности выработки; учет параметров полной диаграммы деформирования каждого из элементов системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки».

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

На первом этапе исследований получено решение двух основных задач:

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

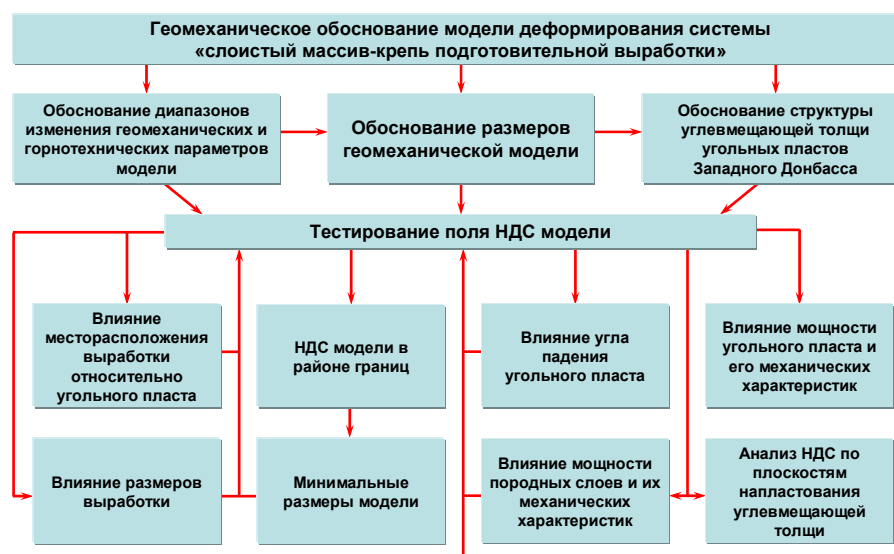


Рис. 1. Структурная схема геомеханического обоснования модели деформирования системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки»

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

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

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

С учетом особенностей МКЭ и структурной сложности поставленной задачи разработана блок-схема вычислительного эксперимента (рис. 2), расчетная схема которого сформирована таким специфическим образом, что она проходит несколько этапов

актуализации – от разработки основных расчетных элементов модели до адекватного представления о природе выполняемых расчетов.

Актуализация расчетной схемы привела к созданию объемной модели (рис. 3), на основе которой выполнялись все последующие исследования. Для снижения влияния граничных условий на количественные результаты вычислительного эксперимента по оси выработки моделировалось шесть рам, располагающихся на расстоянии 0,5 метра друг от друга. Размеры модели выбраны с учетом минимизации взаимного влияния выработки и граничных условий на результирующие эпюры напряжений и перемещений. При этом на границах модели сохраняются исходные негидростатические условия распределения вертикальных и горизонтальных компонент напряжений.



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

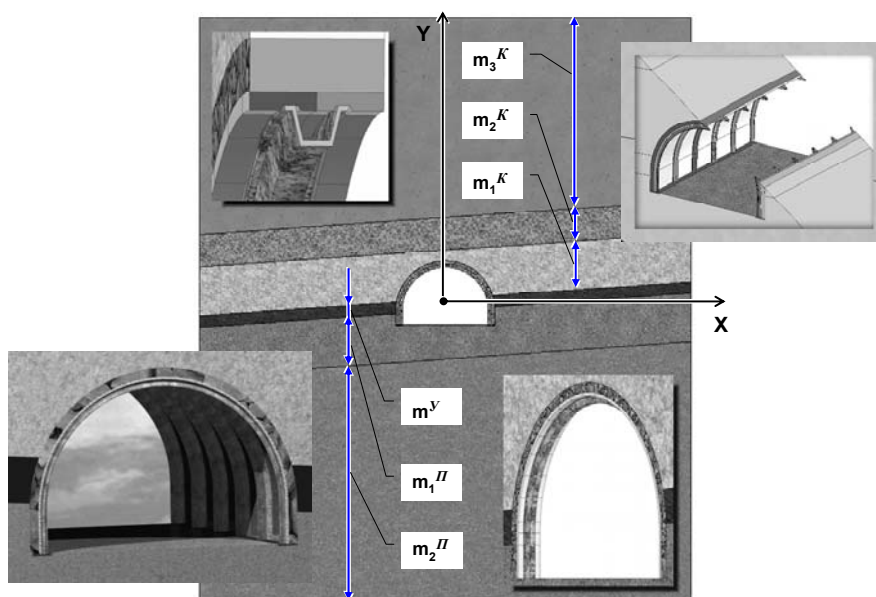


Рис. 3. Общий вид объемной модели, используемой в вычислительном эксперименте

Для условий Западного Донбасса по стратиграфическим колонкам рабочих угольных пластов были выбраны, построены и проанализированы результаты вычислений по трем наиболее характерным структурам углевмещающей толщи (рис. 4), с целью поиска оптимального представления тонкослоистого горного массива в расчетной

схеме вычислительного эксперимента. Выбор производился по оценке влияния геометрических характеристик породных слоев на НДС рамой крепи.

В ходе расчетов установлено, что при слабых связях между соседними слоями действующие касательные напряжения их разрушают в окрестности выработки и смежные породные слои деформируются с проскальзыванием друг относительно друга. Этот фактор, как видно из представленных эпюр (рис. 5), существенно изменяет поле напряжений и учтен в результирующей модели вычислительного эксперимента

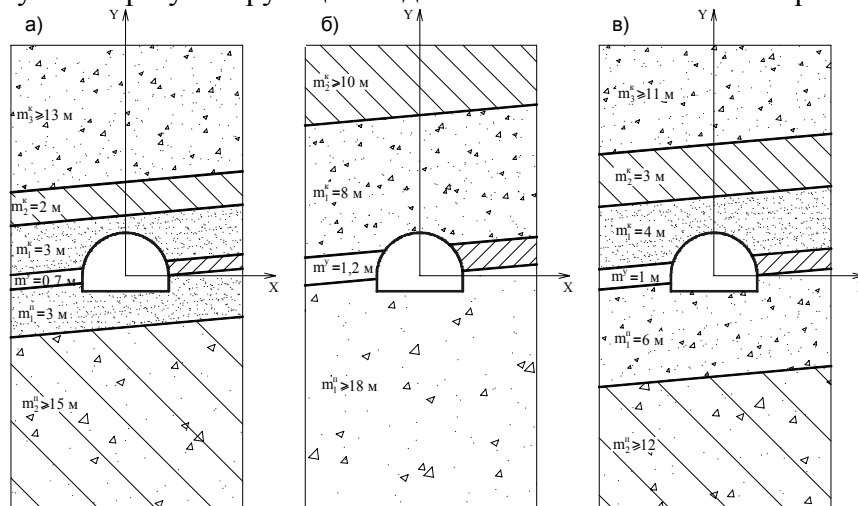


Рис. 4. Модели структуры угле вмещающей толщи пород Западного Донбасса

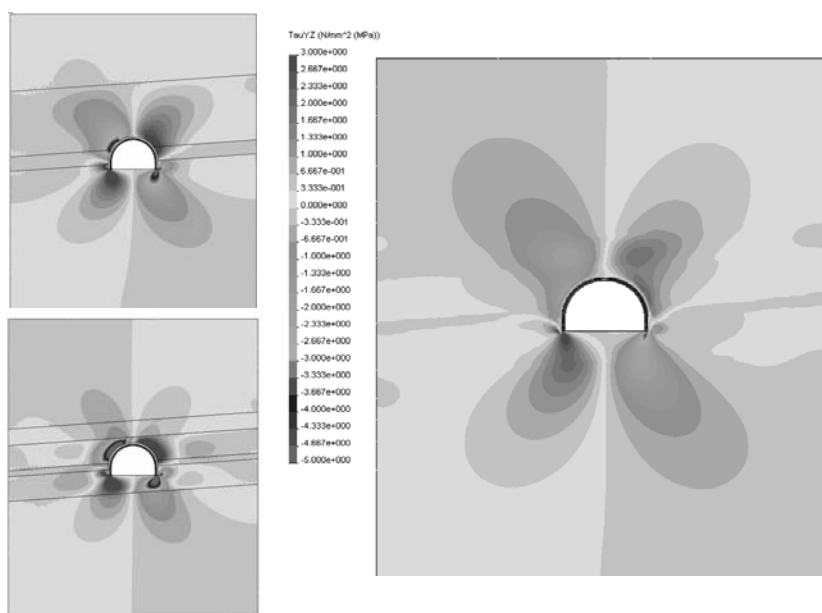


Рис. 5. Эпюры касательных напряжений с учетом проскальзывания (две левых) и без учета проскальзывания (большая правая) породных слоев

Анализ поля приведенных напряжений (рис. 6) позволил с достаточной для горнотехнических расчетов точностью обосновать единую усредненную структуру расчетной области, наиболее полно отражающей все основные особенности реального горного массива в значительной степени, влияющие на погрешность проводимых расчетов. Этот выбор обеспечивает величину привносимой погрешности в пределах 10% во всем диапазоне изменения геомеханических параметров вмещающего массива. Расчет, произведенный для группы тестовых моделей по вариантам размещения выработки относительно угольного пласта так же дал возможность выбрать для расчетной модели

усредненный вариант, формирующих НДС системы в пределах допустимой погрешности.

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

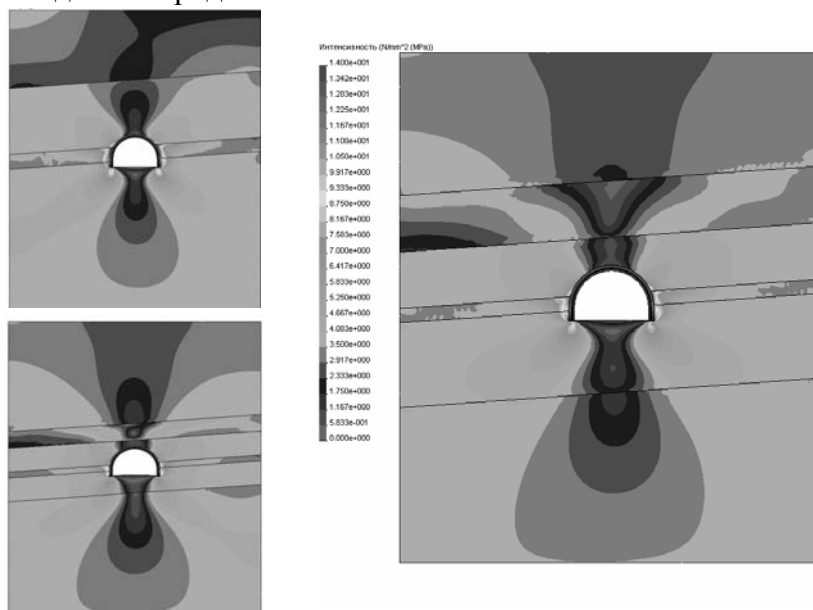


Рис. 6. Эпюры приведенных напряжений для различных моделей вычислительного эксперимента

Таблица 1. Варианты соотношения модулей деформации близлежащих породных слоев угле вмещающей толщи, 10^4 МПа

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

Вторая задача исследований – расчет НДС системы «слоистый массив-крепь подготовительной выработки» (рис. 7) – выполнена при условии нарушенных контактов между слоями и моделирования полных диаграмм деформирования всех состав-

ляющих элементов: для каждого из породных слоев и угольного пласта модели использована общепринятая в геомеханических задачах полная диаграмма, состоящая из трех линейных участков (упруго-пластическая стадия с модулем деформации, разупрочнение с модулем спада, разрыхление на стадии «руинного» разрушения с остаточной прочностью); для рамной крепи использована реальная диаграмма нагружения стали Ст5, учитывающая площадку текучести и стадию упрочнения; полная диаграмма породной забутовки в закрепном пространстве определена на основе существующих шахтных экспериментов.

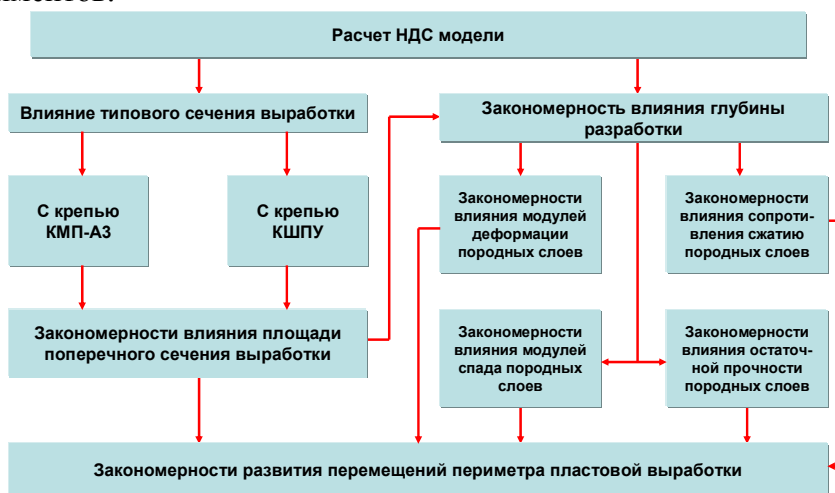


Рис. 7. Схема проведения исследования НДС модели

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

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

Таблица 2. Варианты расчетного предела прочности на одноосное сжатие близлежащих породных слоев угле вмещающей толщи

В А Р И А Н Т	$(\sigma_{сж}^П)_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^К)_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^К)_2$ МПа	В А Р И А Н Т	$(\sigma_{сж}^П)_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^К)_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^К)_2$ МПа	В А Р И А Н Т	$(\sigma_{сж}^П)_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^К)_1$ МПа	$(\sigma_{сж}^К)_2$ МПа
1	5	5	5	10	5	5	20	19	5	20	10
2	5	10	5	11	10	5	20	20	10	20	10
3	5	20	5	12	10	10	20	21	20	20	10
4	10	10	5	13	5	10	20	22	5	5	10
5	20	10	5	14	5	20	20	23	10	5	10
6	10	20	5	15	10	20	20	24	20	5	10
7	20	20	5	16	20	5	20	25	5	10	10
8	20	5	5	17	20	10	20	26	10	10	10
9	10	5	5	18	20	20	20	27	20	10	10

Таблица 3. Варианты соотношения параметров запредельного состояния близлежащих породных слоев углевмещающей толщи

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

ВАРИАНТ	1	2	3	4	5	6	7	8
$\frac{M_2^K}{E_2^K}$	0,5	0,5	0,5	0,5	3	3	3	3
$\frac{M_1^K}{E_1^K}$	0,5	0,5	3	3	0,5	0,5	3	3
$\frac{M_1^П}{E_1^П}$	0,5	3	0,5	3	0,5	3	0,5	3

Различные сочетания прочностных и деформационных характеристик по каждому из близлежащих породных слоев обуславливают разную степень их влияния на изменение поля напряжений и перемещений с ростом глубины расположения выработки. Определяющим фактором является вид состояния близлежащих породных слоев и угольного пласта при конкретной глубине залегания. При повышенных прочностных характеристиках близлежащих породных слоев их частично допредельное состояние предопределяет связь напряжений и перемещений с глубиной, близкую к линейной; вариация модуля деформации в интервале $(0,3...1) \cdot 10^4$ МПа изменяет напряжения до 55%, а перемещения до 131%.

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

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

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

В отличие от поля напряжений, поле перемещений, особенно эпюра смещения породного контура, тесно связаны с механическими характеристиками не только исследуемого породного слоя, но и соседних слоев. В формировании перемещений участка контура выработки участвуют все механические характеристики полной диаграммы деформирования породного слоя, примыкающего к рассматриваемому участку – деформационные характеристики оказывают влияние до 100...150%, а прочностные – до 6...8 раз в исследованном диапазоне их изменения. Из механических характеристик со-

седних слоев, существенное влияние оказывают преимущественно пределы прочности на сжатие и модуль деформации, а параметры запредельного состояния влияют в меньшей степени.

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

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

Выводы.

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

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

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

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

© Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В., 2009

Надійшла до редколегії 08.04.2009

УДК 622.867

ЧИСТЮХИН В.В., ЧИСТЮХИНА А.В. (ДонНТУ)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПАСАТЕЛЬНЫХ РАБОТ ПРИ ПОДГОТОВКЕ ДЛИННЫХ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

В статье предлагается технология и технические средства спасения людей в тупиковых выработках.

The article describes technique and equipment for rescue operations in dead-end excavations.

Несмотря на предпринимаемые организационно-технические мероприятия в области охраны труда, уровень аварийности на угольных шахтах Украины остается достаточно высоким. Только за первое полугодие 2008 года возникло 11 подземных пожаров, произошли 4 взрыва метана и угольной пыли, 2 внезапных выброса угля и газа. Такие аварии сопровождаются резким повышением температуры воздуха и изменением его состава в аварийных выработках, что создает угрозу жизни работников и значительно усложняет ведение аварийно-спасательных работ (АСР). Особенно это касается проблем, возникающих при проведении длинных тупиковых выработок и отработке длинных выемочных столбов.

Безусловно, наиболее правильным с точки зрения спасения людей в случае пожара или взрыва является вывод застигнутых аварией людей на поверхность, а не устройство камер-убежищ. Однако, существующие способы и средства индивидуальной защиты не обладают достаточным сроком защитного действия, обеспечивающим безопасный выход людей из загазованных выработок длиной более 1000 м в условиях ограниченной видимости. Не решают проблемы и устройство пунктов переключения в резервные самоспасатели, количество которых, в соответствии с требованиями действующих «Правил безопасности в угольных шахтах» не должно быть более одного на одном маршруте движения.

При проведении тупиковых выработок проходчики в основном сосредоточены в призабойном пространстве. Пожар же может возникнуть практически в любом месте выработки препятствуя эвакуации рабочих. Чисто психологически не каждый человек может пройти через очаг пожара, поэтому наиболее реальным является временная изоляция части выработки между забоем и очагом пожара с обеспечением в этом изолированном пространстве пригодной для дыхания атмосферы в течение длительного периода времени, необходимого для прибытия горноспасателей.

Для оперативной временной изоляции части тупиковой выработки предлагается применять гибкую шахтную вентиляционную перемышку, разработанную Донецким политехническим институтом (ныне ДонНТУ, авторы В.В.Чистюхин, В.К.Костенко и др.), конструкция защищена авторским свидетельством №1640439 кл. E21F 1/14. Схема перемышки представлена на рисунке.

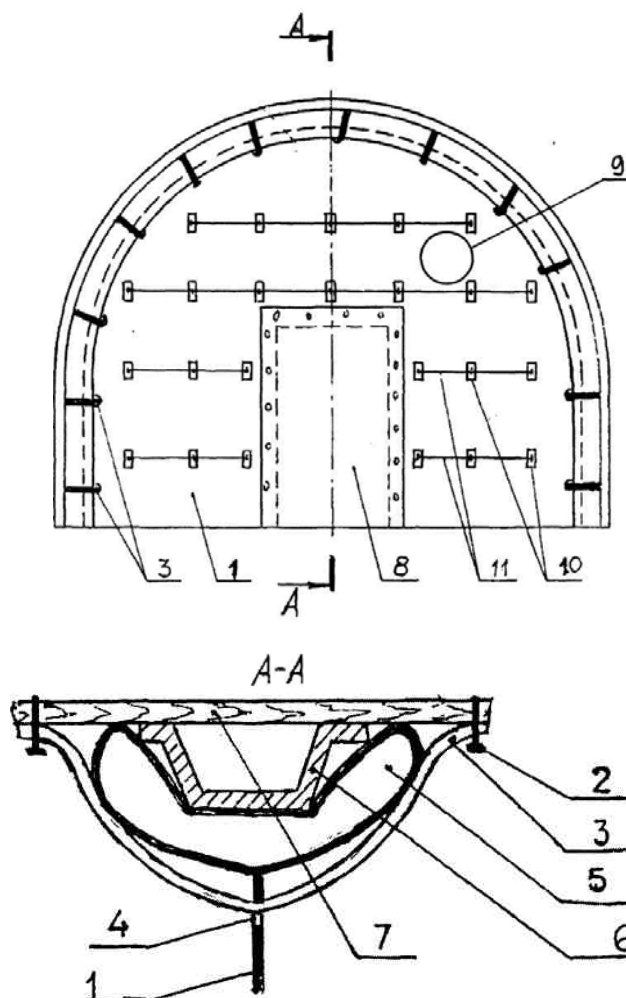


Рис. 1. Переносная вентиляционная перемычка: 1-гибкая штора; 2-фиксирующий элемент; 3-ремешок; 4- отверстие в шторе перемычки; 5- пневмобаллон; 6- элемент крепи выработки; 7- затяжка; 8 -дверной проем; 9 - проем для пропуска вентиляционной трубы; 10- кольцо; 11 - эластичная стяжка.

Пневмобаллоны 5 со штуцерами для подачи в них сжатого воздуха с помощью ремешков 3, протянутых через отверстие 4 в гибкой шторе 1 перемычки и фиксирующих элементов 2 крепятся к элементам крепи выработки 6. Штора перемычки 1 крепится к пневмобаллонам 5 быстроразъемным соединением, например типа «молния». В шторе перемычки имеется дверной проем 8 закрывающийся соединением типа «молния», а также проем 9, для пропуска вентиляционной трубы. На шторах перемычки крепятся кольца 10 с пропущенными через них эластичными стяжками 11.

Перемычка крепится к раме крепи на определенном расстоянии от забоя. В нормальных условиях её створки находятся в раскрытом положении и не препятствуют движению воздуха, людей и материалов по выработке. Пневмобаллоны подключены к магистральному трубопроводу, но не заполнены сжатым воздухом. При возникновении пожара в пневмобаллоны подается сжатый воздух, они плотно прижимаются к раме крепи по всему её периметру, створки перемычки застегиваются, обеспечивая относительную герметичность изоляции. Для предотвращения возможного попадания пожарных газов в изолированный объём в нем создается избыточное давление воздуха путем

подачи его из магистрального трубопровода. Этот же воздух используется и для дыхания укрывающихся за перемычкой людей.

Магистральный трубопровод сжатого воздуха должен располагаться на почве выработки, а стыки, для предотвращения прогорания стыковых уплотнений – присыпаться породой.

В непосредственной близости от забоя должен устанавливаться передвижной спасательный пункт ПСПМ, подключенный к магистральному трубопроводу жатого воздуха.

Пункт ПСПМ передвигается по мере подвигания забоя. После окончания проведения вентиляционного штрека и оконтуривания выемочного столба он располагается в 40-50м от сопряжения лавы с вентиляционным штреком и становится передвижным пунктом переключения в резервные самоспасатели.

Выводы. Предлагаемая конструкция переносной вентиляционной перемычки отмечается простотой конструкции. Её изготовление не требует существенных материальных затрат и может быть выполнено даже в условиях действующей шахты. Для реализации предлагаемого способа спасения людей при аварии в длинной тупиковой выработке при отсутствии запасного выхода из нее требуется выполнение определенных исследований для разработки основных параметров технологии и тактики спасательных работ.

Надійшла до редколегії 17.03.2009

© Чистюхин В.В., Чистюхина А.В., 2009

УДК 622.867

АЛЕКСЕЕНКО С.А. (НГУ), БУЛГАКОВ Ю.Ф., ЧИСТЮХИН В.В. (ДонНТУ),
ШАЙХЛИСЛАМОВА И.А. (НГУ)

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ МНОГОСТУПЕНЧАТОЙ СИСТЕМЫ СПАСЕНИЯ ГОРНЯКОВ ПРИ АВАРИЯХ НА ШАХТАХ

В статье приведен анализ аварийности шахт Украины и средств спасения горняков при авариях и аварийных ситуациях. Предложено новое техническое решение полифункционального горноспасательного комплекса для спасения рабочих и безопасного ведения аварийно-спасательных работ при авариях и аварийных ситуациях в шахтах.

The authors analyzed emergency situations in Ukrainian mines and described the methods applied in rescue operations. A new technical modification of a poly-functional rescue complex for saving people and ensuring the safety of rescue operations in coal mines is presented.

Угольная промышленность Украины является одной из наиболее опасных отраслей народного хозяйства. Ухудшение горно-геологических условий и дисциплины на угольных шахтах приводят к росту аварий (подземные пожары, взрывы газа и угольной пыли, внезапные выбросы, обрушения горных пород и др.) и аварийных ситуаций с тяжелыми экономическими и социальными последствиями.

Выполненный авторами анализ аварийности шахт Украины за 1991-2006 гг. [1], показывает, что за этот период произошло 2739 аварий и аварийных ситуаций. Из 1779

аварий подземные пожары составили около 53%. Следует отметить, что их среднегодовое количество за 1996-2000 и 2001-2006 гг. имеет тенденцию к снижению. Однако доля этих пожаров в общем числе аварий уменьшается значительно меньшими темпами и за указанный период составляет соответственно 54,5 и 39,8%. Такие аварии кроме массовой гибели горнорабочих приносят большие экономические убытки, выводя из строя добычные участки, а в отдельных случаях и целые шахты. В 2007г. на шахтах Украины (по статистическим данным ГВГСС) произошло 111 аварий, из них 48 аварий и 63 аварийные ситуации. Из 48 аварий подземные пожары составили 18, взрывы газа и угольной пыли -2, внезапные выбросы -3, обрушения пород -13, аварии на поверхности -12. Общий ущерб предприятий от аварий и аварийных ситуаций составил 36241 тыс.грн. Затраты предприятий на ликвидацию аварий и аварийных ситуаций составили 2058 тыс.грн. Потери добычи угля за 2007г. составили 122,6 тыс. тонн. В этом же году 18 ноября произошла самая трагическая, по своим масштабам, числу погибших шахтеров и горноспасателей, авария на АП «Шахта им. А.Ф. Засядько». Причиной произошедшей аварии явился взрыв в горных выработках пл. І₃, в результате которого возник пожар. 2 декабря 2007г. произошел повторный взрыв во время ликвидации последствий аварии, в результате которого погибло 5 горноспасателей. Взрывы, которые произошли на АП «Шахта им. А.Ф. Засядько», унесли жизни 100 шахтеров и 5 горноспасателей, стали предметом резкого осуждения со стороны общественности и СМИ в Украине.

Хотя окончательных выводов по расследованию последствий происшедших взрывов еще не сделано, можно указать на следующие возможные способы решения данной проблемы: в случае возникновения пожара или взрыва на выемочных участках и в шахтах в целом, необходимо разработать и создать многоступенчатую систему самоспасения шахтеров и горноспасателей при ведении АСР, учитывающую разнообразие условий разработки угольных месторождений, степень опасности шахт, профессию, размещение рабочих мест горняков и другие факторы. Такая система должна предусматривать применение индивидуальных средств защиты органов дыхания (кислородных самоспасателей различного типа), групповых средств: передвижных пунктов переключения в резервные самоспасатели, передвижных и стационарных камер-убежищ и средств аварийного воздухообеспечения. Только совместное использование этих средств самоспасения и их взаимное резервирование может обеспечить эффективность самоспасения горняков во время подземных аварий [2-4]. Существующие групповые средства защиты от воздействия газа, тепла и пыли для обеспечения нормальной жизнедеятельности при авариях в угольных шахтах Украины – это пункты переключения ПСПМ, ППВ, ПСА, АД. Эти аппараты просты по конструкции, длительная эксплуатация в шахтах показала их высокую надежность. Однако, значительное увеличение протяженности горных выработок, особенно при столбовой системе разработки, усложнение условий добычи, связанных с увеличением температуры шахтного воздуха, заставляет применять новые средства: передвижные и стационарные камеры-убежища, которые имеются почти во всех угледобывающих странах мира [5].

На шахтах Украины средства коллективной защиты горнорабочих при авариях и аварийных ситуациях в виде камер-убежищ практически отсутствуют, за исключением комплекса бокс-базы горноспасательной КБГ. Этот комплекс имеет ограниченную область применения и не может быть использован при таких авариях как пожары и взрывы газа, когда температура шахтного воздуха может превысить 1000° С. Только на трех шахтах Украины из оставшихся 190 («Красноармейская –Западная», шахта им. Жданова и шахта «Суходольская Восточная» в Краснодоне) выполняются проекты и устраиваются стационарные камеры-убежища. Передвижных камер-убежищ на оснащении подразделений ГВГСС Украины и на шахтах нет вообще.

В НИИГД «Респиратор», ДонНТУ (г.Донецк) и НГУ(г.Днепропетровск), несмотря на отсутствие финансирования, проводятся поисковые работы и научные исследования в этом направлении. На кафедре аэрологии и охраны труда НГУ еще в 2003г. было разработано техническое решение на установку для защиты рабочих от перегревания, которая при авариях и аварийных ситуациях может быть временным убежищем для шахтеров и горноспасателей. В июне 2007г. на изобретение получен патент Украины [6]. В работах [7,8] авторами отмечается, что данное технологическое решение может быть прототипом для разработки и создания промышленной передвижной камеры-убежища.

В 2006г был разработан Стандарт Минуглепрома Украины СОУ 10.1.202020852.002-2006 «Стандартные камеры-убежища спасательные шахтные»[9]. Вместе с тем, наряду с явными достоинствами, стационарные и передвижные камеры-убежища имеют и существенные недостатки. В первую очередь, это невозможность спасения шахтеров и ведения АСР непосредственно в рабочих зонах горных выработок, где чаще всего возникают пожары и аварийные ситуации. Следует отметить и преимущество передвижных камер-убежищ в сравнении со стационарными. Первые, как правило, могут быть демонтированы и вновь установлены на новом месте. При этом они должны быть транспортабельны (мобильны) для того, чтобы имелась возможность постоянно перемещать их вслед за горными выработками [6-8].

Проблема эффективности борьбы с подземными пожарами, взрывами и обрушениями приобретает особую актуальность в связи с усложнившимися горно – геологическими и горно –техническими условиями шахт, ведением очистных и подготовительных работ на глубоких горизонтах (1000м и более). В особо сложной ситуации при этом оказываются горнорабочие в выработках выемочных участков. Оказание им своевременной помощи со стороны горноспасателей затруднено в связи с большой протяженностью подземных выработок, высокими температурами в них и завалами.

Поэтому объективно существует необходимость в разработке специальных способов спасения горнорабочих, оказавшихся в опасной зоне при пожарах, взрывах и обрушениях на добычных участках угольных шахт.

Работы по спасению и эвакуации горнорабочих в шахтах при авариях были выполнены в ДПИ (ныне ДонНТУ) к.т.н. Сухоруковым В.П. в 1991г, [10], однако дальнейшего развития они не получили по неизвестным причинам. Недостатками разработанного технического решения является следующие: невозможность доставки по вентиляционному трубопроводу горноспасателей и аварийно-спасательного оборудования в аварийную зону для оказания оперативной помощи пострадавшим; гибкий вентиляционный трубопровод не защищает пострадавшего от действия высоких температур при пожарах в горной выработке; для монтажа и прокладки нового вентиляционного трубопровода в выработке необходимы значительные затраты времени, что не обеспечивает оперативную эвакуацию рабочих из аварийной зоны; устройство позволяет транспортировать одновременно только одного пострадавшего, а большинство шахтеров остается в аварийной зоне и подвергается влиянию негативных факторов аварии; при каждом цикле работы устройства возникает необходимость протягивать канат на всю длину вентиляционного трубопровода, что требует дополнительных затрат времени и может привести к задержке каната и его деформации; устройство обеспечивает возможность подачи в аварийную зону сжатого воздуха, инертных газов, питьевой воды, продуктов питания и других веществ и материалов, в которых возникнет необходимость при ликвидации аварий.

В основу разработки нового технического решения поставлена задача усовершенствования известного устройства для эвакуации горнорабочих, в котором путем введения других конструктивных элементов обеспечивается возможность оперативного

спасения горнорабочих путем эвакуации их из опасной зоны, выполнения комплекса аварийно- спасательных работ (АСР) по ликвидации аварий [11]. За счет этого повышается эффективность спасения рабочих и ликвидации последствий аварий в подземных горных выработках.

Задача решается следующим образом. В известном устройстве [10] вентиляционный трубопровод выполнен из жаропрочного материала в виде эвакуатора жесткой круглой формы со шлюзами вдоль него для входа людей в эвакуатор и выхода из него. Эвакуатор внутри оборудован роликовым транспортером, кольцевой канатной дорогой с возможностью реверса и трубопроводом для подачи материалов и веществ, необходимых для выполнения АСР, имеет кабели для электроснабжения и связи. Именно такое сочетание и взаимное размещение взаимосвязанных элементов полифункционального горноспасательного комплекса (ПГСК): эвакуатора, вентилятора, шлюзов, роликового транспортера, тягового механизма (лебедки), тягового привода в виде кольцевой канатной дороги, трубопровода, кабелей энергоснабжения и связи, пускового устройства, воздухопровода обеспечивает возможность оперативной эвакуации застигнутых аварией людей из опасной зоны. Круглая форма поперечного сечения эвакуатора обеспечивает наибольшую устойчивость от внешнего давления при взрывах газа.

На рис.1 изображено поперечное сечение эвакуатора ПГСК для спасения горнорабочих и безопасного ведения АСР.

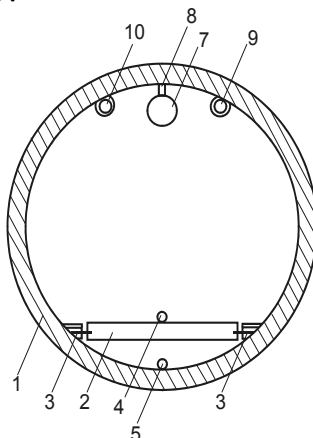


Рис. 1. Поперечное сечение эвакуатора ПГСК

На рис.2 показано продольное сечение эвакуатора ПГСК.

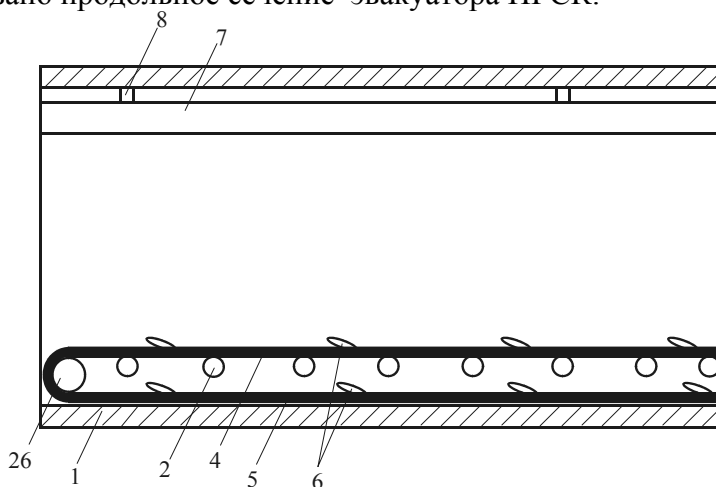


Рис 2. Продольное сечение эвакуатора ПГСК

На рис. 3 представлена схема одного из возможных вариантов размещения в горных выработках элементов ПГСК для спасения горнорабочих и безопасного ведения АСР.

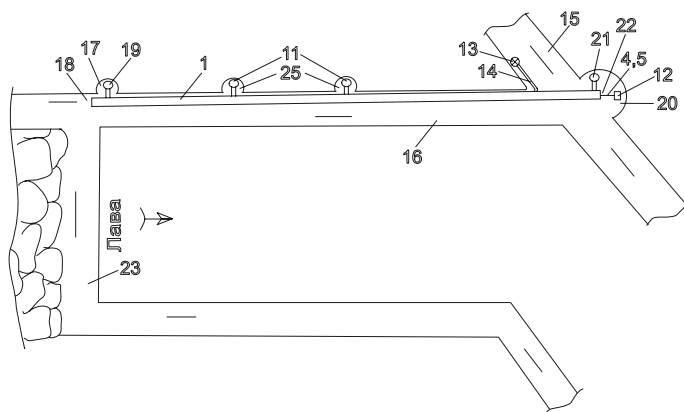


Рис. 3. Схема одного из возможных вариантов размещения в горных выработках элементов ПГСК для спасения горнорабочих и ведения АСР.

На рис.4 изображены схемы вариантов возможного размещения эвакуатора ПГСК в поперечном сечении горной выработки.

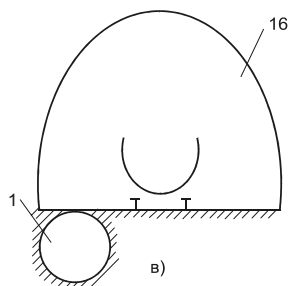
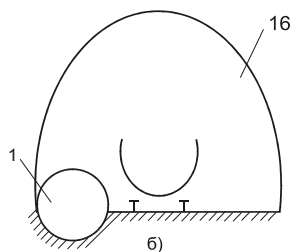
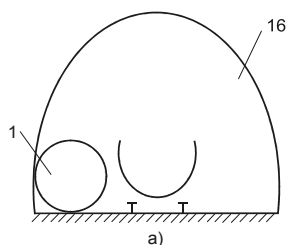


Рис. 4. Схемы вариантов возможного размещения эвакуатора ПГСК в поперечном сечении горной выработки.

ПГСК монтируется по мере подвигания забоя подготовительной выработки и включает в себя: эвакуатор 1 круглой формы, выполненный из жаростойкого материала, ролики 2 с опорами 3, тяговые канаты (верхний 4 и нижний 5), эластичные захваты 6 на тяговых канатах, трубопровод 7 с креплениями 8, кабель электропитания 9, кабель связи 10. Кроме того комплекс включает соединенные с эвакуатором 1 шлюзы следующих видов – начальный шлюз 21, промежуточные шлюзы 11 и конечный шлюз 19, а также лебедку 12, соединенную с тяговыми канатами 4 и 5, вентилятор 13, воздухопровод 14. В шлюзе 19 размещено пусковое устройство для дистанционного включения в работу лебедки 12. Диаметр трубы эвакуатора 1 устанавливают с расчетом обеспечения возможности перемещения по нему не менее двух горноспасателей одновременно в одном или разных направлениях с полным снаряжением в лежащем положении на роликах 2. Эвакуатор 1 размещают в горной выработке 16 по одному из возможных вариантов (см.рис. 4) в зависимости от особенностей горно-технических условий: по варианту 4а эвакуатор размещают на поверхности почвы горной выработки, по варианту 4б – частично углубленному в ее почву. Размещение эвакуатора по варианту 4в обеспечивает его наиболее надежную защиту от действия взрывной волны, высоких температур, обрушений при взрывах газа и пожарах. Кроме того, в этом случае эвакуатор не уменьшает свободную площадь поперечного сечения горной выработки, что очень важно для размещения в ней транспортных средств и другого горношахтного оборудования.

куатор 1 размещают в горной выработке 16 по одному из возможных вариантов (см.рис. 4) в зависимости от особенностей горно-технических условий: по варианту 4а эвакуатор размещают на поверхности почвы горной выработки, по варианту 4б – частично углубленному в ее почву. Размещение эвакуатора по варианту 4в обеспечивает его наиболее надежную защиту от действия взрывной волны, высоких температур, обрушений при взрывах газа и пожарах. Кроме того, в этом случае эвакуатор не уменьшает свободную площадь поперечного сечения горной выработки, что очень важно для размещения в ней транспортных средств и другого горношахтного оборудования.

Шлюзы 11,19,21 размещают соответственно в нишах 25,17,20 выработки 16 (см. рис.3) , для чего выполняют местные расширения выработки. Промежутки между шлюзами устанавливают с учетом схемы горных выработок, расположения рабочих зон, вида работ, количества работников, уровня опасности возникновения пожаров. Чем выше уровень опасности тем чаще устанавливают промежуточные шлюзы. Шлюз 21 размещают в нише 20 магистральной выработки 15. Все шлюзы ПГКС оборудуют системой клапанов с возможностью открытия их изнутри эвакуатора во внешнем направлении. Эвакуатор имеет 2 торца, один из которых (18) размещен в рабочей зоне выработки, а второй (22)- в магистральной выработке, по которой проходит свежий воздух. Этот торец эвакуатора имеет отверстие для прохождения тяговых канатов 4 и 5 соединенных с лебедкой, размещенной в нише 20 выработки 15 . Торцевая часть эвакуатора в забое тупиковой выработки оборудована опорным роликом 26 для удержания натяжения канатов.

ПГСК работает следующим образом. Эвакуатор1 защищает от повреждения размещенное в нем оборудование и таким образом обеспечивает возможность применение оборудования в аварийных ситуациях. Вентилятор 13 постоянно нагнетает в эвакуатор свежий воздух, в результате чего в нем поддерживается избыточное давление воздуха, препятствующее проникновению в эвакуатор пожарных газов. Таким образом, в эвакуаторе 1 постоянно поддерживается пригодная для дыхания людей атмосфера, независимо от газовой обстановки в выработке. При возникновении аварийной ситуации автоматически или по сигналу из рабочей зоны по кабелю связи включается лебедка 12 таким образом, что верхний канат 4 движется в направлении к магистральной выработке. Рабочий из опасной зоны входит в эвакуатор через его конечный торец 18 или через промежуточные шлюзы. Принудительное перемещение людей внутри эвакуатора осуществляется по роликам 2 с помощью тягового каната 4 и закрепленных на нем эластичных захватов 6.

При транспортировании по эвакуатору материалов, оборудования или пострадавшего, который не имеет возможности самостоятельно контролировать и регулировать свое положение в эвакуаторе, применяют жесткий лежак, который крепят к эластичным захватам 6 .

Выход горнорабочих из эвакуатора осуществляется через начальный торец 22 и начальный шлюз 21. При возникновении пожара в горных выработках используют трубопровод 7 для подачи в аварийную зону инертных газов для перемещения по эвакуатору горноспасателей и необходимого оборудования в аварийную зону изменяют направление движения тяговых канатов путем реверсирования барабана лебедки. Таким образом, ПГСК обеспечивает возможность оперативной и безопасной эвакуации застигнутых аварией людей, а также доставку горноспасателей и горноспасательного оснащения в аварийную зону даже при наличии завалов и высоких температур в аварийной выработке.

Выводы

Разработанное и предложенное нами техническое решение подземного полифункционального горноспасательного комплекса обеспечивает:

1. Оперативную эвакуацию горнорабочих из опасных зон при пожарах, взрывах и обрушениях в горных выработках;
2. Защиту горнорабочих от действия высоких температур воздуха и пожарных газов;
3. Оперативную безопасную доставку горноспасателей и горноспасательного оснащения в аварийную зону;
4. Возможность спасения горнорабочих независимо от стадии проведения выработки и вида работ в ней, причем для использования эвакуатора не

потребуется дополнительные работы при возникновении аварийной ситуации, поскольку он всегда находится в рабочем состоянии;

5. Возможность одновременного нахождения и перемещения в эвакуаторе нескольких рабочих или горноспасателей;
6. Возможность подачи в аварийную зону сжатого воздуха, инертных газов, продуктов питания и других веществ и материалов, в которых возникает необходимость при авариях в горных выработках.

Таким образом, разработка, создание и внедрение на шахтах Украины полифункционального подземного горноспасательного комплекса обеспечит повышение эффективности спасения горнорабочих и безопасное ведение АСР.

Библиографический список

1. Пашковский П.С. Комплексная оценка аварийной опасности шахт/ Пашковский П.С, Мамаев В.В., Брюм В.З //Уголь Украины.-2008. -№2-С.21-23.
2. Международное законодательство об охране труда. Конвенции и рекомендации МОТ. Т.1К.: Основа, 1997. -672с.
3. Система саморятунання гірників. Стандарт Мінпалевенерго України. СОУ. 1-00174102-002-2004. -22с.
4. Ильинский Э.Г., Конопелько Е.И., Овчаров В.К., Зборщик Л.А. Индивидуальные и групповые средства защиты в чрезвычайных ситуациях. Пожежна безпека та аварійно-рятувальна справа: стан, проблеми і перспективи (Пожежна безпека -2005): Матеріали УІІ Всеукраїнської наук. -практ. конф. – Київ: Укр НДПІБ МНС України, 2005.-С.33-39.
5. Камеры-убежища в каменноугольной промышленности ФРГ/Ф.И.Кок, Г.Лангер, К.Бетхер, Фельзенцервек // Глюкауф. -1989. - №15/16. – С.6-9.
6. Установки для захисту робітників від перегрівання / В. Муравейник, С. Алексеенко, І. Шайхлісламова, В.Король (Україна). №20031211992; Заявл.22.12.2003; Опубл.25.06.2007, Бюл №10.
7. Мобильная установка для спасения и защиты рабочих от перегрева при пожарах и взрывах в угольных шахтах / Алексеенко С.А, Бондаренко В.И., Муравейник В.И., Смоланов С.Н., Король В.И. // Сборник научных трудов МакНИИ 2005.-с.66-69.
8. Передвижная камера- убежище для спасения горнорабочих при авариях в шахтах / Алексеенко С.А., Грядущий Б.А., Булгаков Ю.Ф., Король В.И. //Геотехнології та управління виробництвом ХХІ сторіччя . Том1. /Під заг.ред. Булгакова Ю.Ф., Гребьонкіна С.С. – Донецьк: ДонНТУ, 2006. –с.210-214.
9. Стационарные камеры-сховища рятувальні шахтні. Загальні технічні вимоги. Стандарт Мінвуглепрома України. СОУ 10.1.202020582.002:2006. К. Мінвуглепром України, 2007.-21с.
10. А.с. 1695029 СССР , МКИ Е 21 F 11/00. Устройства для эвакуации горнорабочих / В.П. Сухо-руков и др..(СССР) .-№47206884/03; Заявл. 19.07.89; Опубл. 30.11.91, Бюл.№12.
11. Установка для рятуння гірників при аваріях. Заявка на винахід №200803538 від 19.03.2008./Авт., В.І. Муравейник, С.О.Алексеенко, Ю.Ф.Булгаков, П.С. Воронов, І.А. Шайхлісламова.

©Алексеенко С.А., Булгаков Ю.Ф., Чистюхин В.В., Шайхлісламова И.А., 2009

Надійшла до редколегії 10.03.2009

ПАВЕЛ ПРОКОП (Технический Университет Острава, Чешская Республика)

ПРИМЕНЕНИЕ ПРОГНОЗНОГО МЕТОДА “ЭКСПРЕСС” ДЛЯ ОПРЕДЕЛЕНИЯ ОСТАТОЧНОЙ ГАЗООБИЛЬНОСТИ ШАХТЫ

В статье описывается метод, который позволяет легко и надежно и, что немаловажно, недорого определить остаточную газообильность угольной шахты. Для ее определения используются результаты вентиляционного баланса, составной частью которого является газовый баланс. Вентиляционный баланс не отделен от производственных проблем шахты и поэтому производится регулярно. Будем ли производить оценку вентиляционного баланса нижеприведенным способом, легко получим значение остаточной газообильности. Оно является важным параметром для решения актуальных производственных проблем. После закрытия шахты остаточная газообильность становится основным фактором, по которому можно принять решение о способах предотвращения выхода газа из закрытых подземных зон или же, в случае необходимости, об использовании запасов газа в хозяйственных целях. Предложенный метод “Экспресс” позволяет получить необходимое значение остаточной газообильности гораздо проще, чем другими способами, которые в настоящее время применяются для этой цели.

By means of the “Express” method the residual coal gas capacity of underground coal mine can be easily and reliably determined. We can also use this method to decide about the ways of protection from gas release from closed underground too, or about utilizing the reserves of gas for economical assessment. The term of residual coal gas capacity means the emission of gas which is produced in this environment. To determine residual coal gas capacity gas balances are used as they were carried out in particular mines before their closing. The “Express” method contains two analyses – the particular workplace analysis and the gas analysis of mine as a complex. Within the framework of “Express” method application the results of gas balances for particular mines of OKR in Czech Republic were assembled. In the article it is demonstrated how the results of gas and wind balances of mine can be used to determine the residual coal gas capacity which is one of the significant factors influencing the gas release from the underground closed mines. The determination of the residual coal gas capacity is a routine activity carried out in every active coal gassy mine in OKR. It is the “Express” method which enables the determination of residual coal gas capacity.

Введение. Со второй половины прошлого века, а также в настоящее время в целом ряду стран, добывающих уголь подземным способом, ограничивается добыча и закрываются шахты. С этим связано много проблем, кроме иных, неконтролируемый выход газа на поверхность. По ряду причин, например, защиты объектов и населенных пунктов на поверхности, а также с учетом потенциала альтернативных энергетических источников, исследуется и возможность использования газа, находящегося в свободном пространстве закрытых шахт.

Существует ряд способов для определения истинного количества газа в данном пространстве. Сосредоточение газа в свободном пространстве после закрытия шахты зависит от величины остаточной газообильности и от размеров свободного пространства.

Под остаточной газообильностью подразумевается в сущности эмиссия газа, происходящая в этой среде.

Остаточная газообильность выражается в $\text{м}^3 \cdot \text{с}^{-1}$, а определение ее величины является предметом многих работ. В предложенной статье приводится способ ее определения по [1], который использует газовый баланс, производимый на отдельных шахтах перед погашением работ. Определение этой величины очень важно, так как она существенно влияет на закономерность выделения газа и одновременно определяет способы защиты.

Что касается вопроса величины свободного пространства в закрытой подземной шахте, это проблематика, которую не затрагивает тема этой статьи. Ей тоже посвящен целый ряд работ. Но для полноты, необходимо заметить, что для надежного становления истинных запасов газа и его возможного выхода на поверхность, а также использования его в хозяйственных целях оба эти факторы (остаточная газообильность + величина свободного пространства) взаимно дополняются. Для обозначения свободного пространства в шахте начало применяться выражение “хранилище”. Для уточнения привожу более подробное объяснение этого выражения. Хранилище газа – это закрытое пространство, дестабилизированное погашенными горными выработками, свободное пространство которых обогащено метаном и другими газами. Часто дело идет о высокообъемном хранилище, вместимость которого может достигнуть от нескольких десятков до нескольких миллионов кубометров. Реальная емкость хранилища соответствует объему полостей и пустот, возникших разломом и пористостью оставшегося в шахте угля и также свободному пространству в оставшихся горных выработках.

Этот объем не представляет собой запас рудничного газа, так как метан одновременно находится в свободном состоянии в порах и пустотах угольной и породной массы, а в абсорбированном состоянии на поверхности угля или внутри микроскопической структуры.

Давление в хранилище меняется в зависимости от количества отсасываемого газа и полного приточного количества воздуха и от влияния десорбции метана. Значение величины остаточной газообильности не одинаково на разном расстоянии от поверхности и на него влияет изменение барометрического давления.

Некоторые способы определения остаточной газообильности применяемые до настоящего времени

Остаточная газообильность имеет в отдельных местных условиях специфическое развитие. Она может:

- иметь одинаковое значение в целой области,
- иметь различные значения в отдельных частях одной области,
- иметь индивидуальное значение в отдельных специфических частях, например, около дегазационной скважины.

Для определения остаточной газообильности применяются различные способы. Одним из них является способ, при котором определяется объем добытого угля и расчетом определяется свободное пространство, которое образовалось после очистных работ. Предполагая, что это пространство наполнится газом, мы можем, применяя закон движения воздуха между подземным пространством и поверхностью, определить приблизительную величину газообильности. Привожу такой пример по [3] из Франции. На шахте Пейеримгофф было в прошлом добыто 50 млн тонн угля, что было причиной возникновения резидуальных пустот объемом около 10 – 15 миллионов кубических метров. Расчетом определяем, что коэффициент сжимаемости будет в данном случае 0,2 – 0,3.

Более точный способ определения остаточной газообильности исходит из результата проб, отобранных при отсасывании газовой смеси. В Остравско-Карвинском бассейне такой способ измерения производился несколько раз. Привожу здесь результаты измерений, производимых на шахте Грушов и в области Петржковице [2].

Прежде всего необходимо заметить, что такие измерения обходятся недешево: один день измерений стоит около 1500 крон (2555 долл. США), поэтому такие измерения производятся в крайне необходимых случаях.

В области Грушовской шахты с 21 по 23 сентября 2000 г. производились измерения при отсасывании газа из скважины и были получены нижеследующие результаты: отсасывание длилось 38 часов при среднем количестве газовой смеси 354 м^3 в час, общее количество откаченной газовой смеси было 3425 м^3 , концентрация метана CH_4 за время отсасывания понизилась с 43 до 24,5 %.

Можно предполагать, что через следующих 38 часов содержание метана понизится до величины, близкой 0. Это бы свидетельствовало о том, что объем свободного пространства в этом случае мог бы быть приблизительно $26\,000 \text{ м}^3$.

Образование свободного пространства связано и с тектонической расчлененностью и в данной области могут возникнуть более или менее изолированные формации свободных пространств.

В местности Петржковице отсасывание газовой смеси из скважины проводилась с 16 по 17 октября 2002 года. Среднее количество откаченной смеси было 270 м^3 в час. В течение всего времени, т. е. за 24 часа было откачено 6480 м^3 смеси (метан + ост. газы). Концентрация метана не уменьшалась во все время измерений и постоянно имела 45 %.

Учитывая высокие накладные, связанные с измерениями у специально для этой цели пробуренной скважины, напрашивается способ определения величины свободного пространства, использующий сведения, полученные при решении [1], который не требует дополнительных расходов и в той же мере точный, как и предыдущий, но он может быть реализован только в последней фазе эксплуатации шахты, т. е. перед самым концом очистных работ. Таким способом является метод “Экспресс”.

Описание метода “Экспресс”

Под остаточной газообильностью шахты подразумевается такое количество свободного газа, которое содержится в части горного массива, находящейся под воздействием очистных работ, производимых на данной шахте, и которое эта часть горного массива способна выделить после окончания добычи угля в условиях, идеальных для газовыделения.

Остаточной газообильностью называем только ту часть газоносности, которая способна выделиться из той же части горного массива в конкретных, т. е. в действительных условиях. Это значит, что остаточная газообильность будет всегда меньше остаточной газоносности.

Эти факторы имеют первоочередное значение для интенсивности выделения газа из старых выработок после завершения горных работ и погашения их или после закрытия шахты.

Так, например, при нулевой остаточной газоносности (теоретическое состояние) не может никакой газ выделяться и выход метана на поверхность будет так же нулевым. Это значит, что и наоборот, чем большей будет остаточная газоносность, тем большим будет выделение газа на поверхность (если остальные условия останутся без изменений).

Возникает вопрос, как определить величину газоносности или газообильности. Вернемся к тому времени, когда шахта была в эксплуатации и будем анализировать источники метана. Главными источниками метана были разрабатываемые угольные пласты в забоях или же пласты, выемка которых происходила при проходке штеков. При проходке квершлагов метановыделение происходит, главным образом, из геологиче-

ских нарушений, реже из точечных источников метана (например, суфлярное выделение), а также выделение из боковых пород.

Кроме этих производительных горных выработок, метан выделяют и непроизводительные, имеются в виду выработки, в которых не идет добыча угля или проходка, это, например, такие выработки, которые служат транспортировке, проветриванию струей воздуха, а так же выработки специального назначения, такие, как, например, водоотливные квершлагги, различные склады, подстанции и т. п. Старые отработанные части шахты также представляют собой существенный источник метановыделения. Принимая во внимание факт, что последние названные источники метановыделения служат, как правило, гораздо более длительное время, чем средняя продолжительность очистных забоев или проходка штреков, можно количество выделенного в них метана, считать именно таким остаточным газовыделением, которое действительно еще долго по том, как, в окружающих забоях и штреках были окончены горные работы. На основании этих соображений можно определить остаточную газообильность с помощью метода комплексного газового баланса шахты, т. е. методом “Экспресс”.

Метод комплексного газового баланса состоит во-первых, из газового анализа отдельных рабочих мест, а, во-вторых, из газового анализа шахты в целом. Газовый анализ отдельных рабочих мест как часть комплексного газового баланса производится на всех занятых рабочих местах, т. е. во всех забоях, где в данное время идет выемка угля и во всех подготовительных выработках, где идет проходка (далее только - рабочее место).

На стороне входящей и исходящей воздушной струи каждого рабочего места измеряется концентрация метана, поперечное сечение выработки в месте измерений и скорость движения воздуха.

На основании измеренных величин исчисляется метановыделение на каждом рабочем месте по уравнению (1) или (2):

$$E_1 = [c_2 \cdot (S_2 - 0,4) \cdot v_2 - c_1 \cdot (S_1 - 0,4) \cdot v_1] \cdot 10^{-2} \quad \left[\text{м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1} \right] \quad (1)$$

Уравнение применяется, находится ли замерщик в профиле горной выработки и

$$E_1 = [c_2 \cdot S_2 \cdot v_2 - c_1 \cdot S_1 \cdot v_1] \cdot 10^{-2} \quad \left[\text{м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1} \right] \quad (2),$$

находится ли замерщик вне профиля горной выработки, где c_1 – концентрация метана во входящей струе в i -ой горной выработке $[\text{CH}_4 \ %]$; c_2 – концентрация метана в исходящей струе в i -ой горной выработке $[\text{CH}_4 \ %]$; S_1 – площадь поперечного сечения i -ой горной выработки в месте измерений во входящей струе воздуха $[\text{м}^2]$; S_2 – площадь поперечного сечения i -ой горной выработки в месте измерений в исходящей струе воздуха $[\text{м}^2]$; v_1 – скорость движения воздуха в месте измерений во входящей струе в i -ой горной выработке $[\text{м} \cdot \text{с}^{-1}]$; v_2 – скорость движения воздуха в месте измерений в исходящей струе в i -ой горной выработке $[\text{м} \cdot \text{с}^{-1}]$.

Уравнение (1) применяется, когда замерщик находится в профиле горной выработки, уравнение (2) – когда замерщик находится вне профиля горной выработки.

Рассчитанное таким образом количество выделенного метана на отдельных рабочих местах увеличится на величину дегазированного из области данных рабочих мест метана, а тем определится их газообильность.

Истинная абсолютная газообильность i -ой горной выработки рассчитывается по уравнению (3).

$$Pd_1 = E_1 + Pd_2 \quad \left[\text{м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1} \right] \quad (3)$$

$$Pd_2 = 3.858 \cdot 10^{-7} \cdot Q_i \quad \left[\text{м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1} \right] \quad (4)$$

где Pd_1 – истинное абсолютное газовыделение i -ой горной выработки $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; E_1 – истинное метановыделение i -ой горной выработки рассчитанное по уравнениям (1) и (2) $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; Pd_2 – дегазированное количество чистого метана из области i -ой горной выработки рассчитывается по уравнению (4) $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; Q_1 – количество чистого метана откаченного дегазационной станцией из области i -ой горной выработки в течение 1 месяца $[m^3CH_4 \cdot мес^{-1}]$

В случае, когда область i -ой выработки не была дегазирована, величина истинной газообильности данной выработки равняется истинной величине метановыделения и действует уравнение (5)

$$Pd_1 = E_1 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}], \quad (5)$$

Газовый анализ действующей шахты

Эту часть комплексного газового баланса шахты получим на основании результатов замеров на всех вентиляционных стволах данной шахты и на сведениях, полученных из записей дегазационной станции.

В сущности дело идет об определении общей абсолютной газообильности шахты, которая состоит из метановыделений, удаляемых всеми вентиляционными стволами и из общего количества дегазированного чистого метана. Определяется из уравнения (6) :

$$Pd_3 = \sum_1^n E_2 + Pd_4 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}], \quad (6)$$

где Pd_3 – истинное абсолютное газовыделение шахты в целом $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; n – количество вентиляционных стволов шахты; E_2 – общее метановыделение из всех вентиляционных стволов $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; Pd_4 – количество чистого метана, откаченного дегазационной станцией со всей шахты, рассчитывается по уравнению (8) $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$

Количество метана, отведенного общей исходящей вентиляционной струей i -ого вентиляционного ствола рассчитывается:

$$E_2 = c_3 \cdot Q_2 \cdot 10^{-2} \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}], \quad (7)$$

где c_3 – концентрация в общей исходящей струе i -ого вентиляционного ствола шахты $[CH_4 \cdot \%]$; Q_2 – объемное количество воздуха $[m^3 \cdot c^{-1}]$

Количество чистого метана, откаченного дегазационной станцией со всей шахты рассчитывается из уравнения (8).

$$Pd_4 = 3.858 \cdot 10^{-7} \cdot Q_4 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}], \quad (8)$$

где Q_4 – количество чистого метана, откаченного дегазационной станцией со всей шахты за 1 месяц $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$

Отдельные значения истинного метановыделения действующих горных выработок суммируются, а именно, отдельно значения, полученные в очистных забоях и отдельно, полученные при проходке.

$$\sum_1^h E_3 ; \sum_1^k E_4 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}] \quad (9)$$

Это действительно и для истинной газообильности:

$$\sum_1^h Pd_5 ; \sum_1^k Pd_6 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}], \quad (10)$$

где E_3 – истинное метановыделение действующих очистных забоев $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; E_4 – истинное метановыделение действующих подготовительных горных выработок $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; Pd_5 – истинная газообильность действующих очистных забоев $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; Pd_6 – истинная газообильность действующих горных выработок $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$; k – количество действующих очистных забоев во время производимых измерений; h – количество действующих проходческих забоев во время производимых измерений

В таком случае действует выражение:

$$\sum_1^m Pd_1 = \sum_1^k Pd_5 + \sum_1^h Pd_6 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}] \quad (11)$$

причем, $m = k + h$

Остаточную газообильность определяем из уравнения (12) или (13) :

$$Pd_0 = Pd_3 - \sum_1^m Pd_1 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}] \quad (12)$$

Pd_0 – остаточная газообильность шахты $[m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$, откуда следует

$$Pd_0 = \sum_1^m E_2 + Pd_4 - \sum_1^k Pd_5 - \sum_1^h Pd_6 \quad [m^3CH_4 \cdot c^{-1}] \quad (13)$$

Эту величину метановыделения (остаточного газовыделения) мы должны считать начальной (т. е. самой высокой), которую может производить шахта после окончания проходческих и очистных работ, т. е. с момента прекращения разрушения горного массива подземными работами. Со временем, например, в связи с консолидацией массива, с закрытием шахты, с окончанием проветривания или дегазации, откачки подземных вод и т. п., можем ожидать только лишь постепенно уменьшающиеся величины.

Практическое применение метода “Экспресс”

В рамках работы [1] были собраны результаты газовых балансов отдельных шахт Остравско-Карвинского бассейна (ОКБ) в Чешской Республике.

В таблицах 1 и 2 приводятся данные, собранные в результате газового баланса для определения истинного метановыделения в действующих очистных забоях и при проходке выработок.

Таблица 1. Метановыделение из очистных забоев, шахта 9-й Кветен, ОКБ

Номер очистного забоя	Концентрация CH_4 %		Объемное количество воздуха $Q [m^3 \cdot c^{-1}]$	Выделение CH_4 $E_1 [m^3CH_4 \cdot c^{-1}]$
	входящая струя c_1	исходящая струя c_2		
29 413	0.1	0.3	5.0667	0.0101
28 407	0.1	0.3	5.3333	0.0107
31 404	0.1	0.4	9.4500	0.0284
35 313	0.1	0.2	5.3333	0.0053
35 400	0.2	0.5	5.9833	0.0180
35 405	0.1	0.8	12.1833	0.0853
28 906	0.1	0.5	4.0000	0.0160
32 702/1	0.1	0.3	5.4167	0.0108
35 214	0.1	0.3	8.0000	0.0160
36 113	0.2	0.4	5.1833	0.0104
$\sum E_3$				0.2109

Таблица 2. Метановыделение при проходке горных выработок, шахта 9-й Кветен, ОКБ

Номер горной выработки	Концентрация CH_4 %		Объемное количество воздуха $Q \text{ [м}^3 \cdot \text{с}^{-1}\text{]}$	Выделение CH_4 $E_1 \text{ [м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1}\text{]}$
	входящая струя c_1	исходящая струя c_2		
29 438	0.1	0.4	3.6000	0.0108
29 487	0.2	0.3	5.4833	0.0035
35 231	0.1	0.4	4.4167	0.0133
35 453	0.2	0.3	3.9833	0.0040
36 231	0.1	0.5	4.6333	0.0185
37 527	0.1	0.5	4.7667	0.0191
37 52	0.2	0.3	2.9833	0.0030
28 728	0.1	0.3	3.5167	0.0070
29 954	0.1	0.3	8.1333	0.0163
36 226	0.1	0.6	2.8333	0.0142
37 120	0.2	0.6	4.0000	0.0160
$\sum E_4$				0.1113

Из аналогичного источника данных [1] выбирались значения метановыделения из очистных забоев и подготовительных горных выработок шахты Пасков перед ее закрытием. Результаты приводятся в таблице 3.

Таблица 3. Определение остаточной газообильности закрытой шахты Пасков в ОКБ

Шахта ОКБ	$\sum Pd_5$	$\sum Pd_6$	$\sum E_2$	Pd_4	Pd_0
	$\text{[м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1}\text{]}$				
Пасков	0.1712	0.3625	0.7928	0.3111	0.572

$\sum Pd_5$ – истинная газообильность всех очистных забоев; $\sum Pd_6$ – истинная газообильность всех подготовительных горных выработок; $\sum E_2$ – метановыделение, отведенное вентиляционными стволами со всей шахты; Pd_4 – количество метана, откаченного дегазационной станцией из шахты с целом; Pd_0 – остаточная газообильность, включая и дегазированный метан.

После закрытия шахты (засыпали и заделали все стволы) в течение короткого времени (3 мес.) остановилась продукция метана в дегазационной системе. Величина Pd_4 практически понизилась до нуля.

Конкретное решение уравнения (13) после закрытия шахты будет:

$$Pd_0 = 0.7928 - 0.1712 - 0.3625 = 0.2591 \quad \text{[м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1}\text{]}$$

Измерениями, которые производятся на контрольной колонне, помещенной для этой цели в одном из засыпанных стволов, определяемая в период низкого барометрического давления величина остаточной газообильности была:

$$Pd_0 = 0.2435 \quad \text{[м}^3 \text{CH}_4 \cdot \text{с}^{-1}\text{]}$$

Это доказывает приемлемую надежность метода “Экспресс”.

Заключение

В приведенной статье показывается, как можно, пользуясь результатами вентиляционного и газового баланса шахты, которые являются обычным делом на действующей шахте, определить величину остаточной газоносности как одного из существенных факторов, имеющих влияние на выход метана из подземного пространства закрытых шахт. Метод “Экспресс” представляет конкретную возможность определения остаточной газоносности.

Библиографический список

1. Прокоп, П., Коуделкова, Я. Теоретические исходные положения для измерения вентиляционного баланса шахты и подготовка определения остаточной газообильности. Частичный реферативный обзор проекта “Комплексное решение проблематики метана в связи со старыми горными выработками”. ВШБ - Технический Университет Острава, Чешская Республика, ноябрь 2006 г.
2. Лат, И. Выход газа из шахты на поверхность в районах, где закончилась горная деятельность. Журнал Уголь, Руды, Геологическая разведка, Чешская Республика, 7/2000.
3. Couillet, J., Ch., Pokryszka, Z., Tauziede, Ch., Prince, M. Mathematical model for firedamp reservoirs. International Conference Szczyrk, Poland 27-29 May 2000

Надійшла до редколегії 20.03.2009

© Павел Прокоп, 2009

УДК 622

ШАБАЕВ О.Е., СЕМЕНЧЕНКО А.К., СТЕПАНЕНКО Е.Ю., ХИЦЕНКО Н.В.

ОЦЕНКА ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОХОДЧЕСКОГО КОМБАЙНА С ИНТЕЛЛЕКТУАЛЬНОЙ СИСТЕМОЙ «УПРАВЛЕНИЕ-ПОДАЧА» ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА

Разработана структура проходческого комбайна как мехатронного объекта с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа и обоснован критерий для оценки ее эффективности. Установлено влияние прогноза изменения режимных параметров работы на основные показатели технического уровня проходческого комбайна.

The authors have developed the structure of a roadheader as a mechatronic object with “feed-control” intelligence system and worked out the criterion for the estimation of its effectiveness. The influence of predicting the changes in mode parameters upon the roadheader performance is shown.

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами. В настоящее время основным способом проведения подготовительных выработок является комбайновый. Уровень механизации основных технологических операций по их проведению (разрушение горного массива и погрузка отделенной массы) на угольных шахтах Украины составляет 80 – 85%. Дальнейшее повышение технического уровня проходческих комбайнов (ПК) обеспечит повышение конкурентоспособности отечественных горных машин и эффективности горного производства. Особенностью эксплуатации ПК является их использование в широком диапазоне изменения прочностных свойств разрушаемого горного массива, которые не всегда могут быть априорно известными. В связи с этим возникает необходимость регулирования производительности комбайна путем изменения режимных параметров в зависимости от условий его работы. Для

эффективного регулирования нагрузки на привод исполнительного органа ПК в зависимости от изменяющихся горно-геологических условий забоев комбайн должен проектироваться как мехатронный объект с интеллектуальной системой управления [3]. Поэтому разработка интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа ПК, способной прогнозировать и изменять режимные параметры машины в зависимости от изменения прочностных свойств разрушаемой породы является актуальной научной задачей.

Анализ исследований и публикаций. Вопросу обоснования рационального способа регулирования производительности ПК посвящено множество работ [1, 2, 3]. Основными управляемыми при изменении свойств разрушаемых массивов режимными параметрами для ПК могут быть: скорость подачи V_n исполнительного органа и скорость резания V_p для резцов коронки. При этом возможно одновременное изменение этих параметров – двухпараметрическое регулирование с поддержанием рационального соотношения между параметрами среза на резцах.

На сегодняшний день основным способом регулирования производительности ПК является плавное регулирование нагрузки путем изменения скорости подачи его исполнительного органа. Однако, как отмечено в работе [3], указанный способ регулирования не позволяет в полной мере предотвратить резкое увеличение нагрузок, возникающее в силовых подсистемах ПК при его работе на переходном участке забоя с одной прочности разрушаемой породы на другую, более высокую. Это обусловлено тем, что силовые подсистемы комбайна обладают инерционностью, и управляющие воздействия на их элементы поступают с некоторым запаздыванием. Учет запаздывания в отработке управляющих сигналов может быть реализован при оснащении ПК интеллектуальной системой управления, способной прогнозировать и изменять режимные параметры машины в зависимости от изменения свойств разрушаемой породы.

Постановка задачи. Оценка эффективности ПК с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа, способной прогнозировать и изменять режимные параметры его работы, предполагает решение следующих задач:

- разработка структурной схемы ПК как мехатронного объекта с интеллектуальной системой «управление-подача» его исполнительного органа;
- разработка требований к интеллектуальной системе «управление-подача» исполнительного органа ПК и обоснование критерия для оценки ее эффективности;
- исследование влияния прогноза изменения скорости подачи исполнительного органа ПК на основные показатели технического уровня комбайна при переходе его на разрушение участков забоя более высокой контактной прочности.

Изложение материала и результаты.

Рабочий процесс ПК в пределах полного рабочего цикла сопровождается реализацией различных технологических операций, что обуславливает необходимость изменения положения элементов машины в рабочем пространстве забоя, а следовательно, и изменения характера и величины сил взаимодействия ее элементов как между собой, так и с внешней средой. Поэтому закономерности формирования рабочего процесса определяются свойствами не только машины и внешней среды, но и характером управления ее приводом. Таким образом, рабочий процесс должен рассматриваться как функционирование динамической системы «управляемая машина - внешняя среда».

Особенностью рабочего процесса ПК также является изменение его положения (перемещение в пространстве проходческого забоя). Пространственные перемещения машины происходят под действием нагрузок, формируемых как в ее элементах, так и в зонах ее взаимодействия с внешней средой. Изменения направления движения, положения рабочего органа, полная или частичная потеря устойчивости машины обуславливают изменения связей между ее элементами и внешней средой. Эти связи могут из-

меняться как в пространстве, так и во времени, вызывая изменения структуры системы «управляемая машина - внешняя среда», которые сопровождаются переходными процессами нагружения элементов машины. Кроме этого, управляющие воздействия на элементы конструкции машины отрабатываются не мгновенно, а имеют определенную инерционность. Это приводит к запаздыванию в выполнении технологических операций и изменении режимных параметров, требуемых в текущий момент времени. Следует отметить, что влияние этих процессов на нагруженность элементов машины и ее ресурс существенно. Поэтому одним из способов повышения технического уровня ПК является проектирование интеллектуальной системы управления, позволяющей реализовать прогноз и изменение режимных параметров комбайна в зависимости от изменения свойств разрушаемого массива, а сам комбайн должен быть представлен как мехатронный объект [4].

Мехатроника – это область науки и техники о создании и эксплуатации технических объектов (систем) с компьютерным управлением, которая базируется на механике, электротехнике, силовой электронике, микропроцессорной технике, автоматизированном многокритериальном оптимальном проектировании, информатике, технической диагностике, компьютерном управлении и программном обеспечении и позволяет обеспечить принципиально новые качества, рекордные параметры и повышение безопасности.

Основными принципами мехатроники являются: системное объединение элементов различной физической природы и функционального назначения; сбор и накопление информации о внешней среде и состоянии технического объекта; интеллектуализация управления рабочими процессами.

В соответствии с мехатронным подходом, который требует одновременного проектирования силовых систем и системы управления машиной, ПК должен быть представлен как совокупность взаимосвязанных пространственно перемещающихся масс (ППМ), изменяющих свое положение в пространстве под действием нагрузок, формирующихся в узлах их взаимодействия между собой и с внешней средой в результате компьютерного управления приводами ее силовых систем, что обеспечивает повышение эффективности работы машины путем оптимизации ее рабочего процесса по критериям производительности, энергопотребления и надежности на основе текущей информации о техническом и пространственном состоянии этих систем и данных о параметрах внешней среды.

Основными показателями технического уровня горных машин являются производительность, надежность и металлоемкость. Определяющее влияние на эти показатели оказывает процесс разрушения массива исполнительным органом, причем его система подачи принимает в этом процессе непосредственное участие. Поэтому при разработке структуры ПК как мехатронного объекта первостепенное внимание должно уделяться интеллектуализации системы подачи исполнительного органа и модернизации ее в интеллектуальную систему «управление-подача» исполнительного органа ПК.

Исходя из этого положения, была разработана представленная на рис.1 структурная схема ПК как мехатронного объекта. Согласно схеме, основными элементами машины являются:

ППМ – это деталь, узел или конструкция машины, которая рассматривается как абсолютно жесткое тело, перемещающееся в пространстве и обладающее инерционными свойствами. К ППМ относятся корпус ПК, поворотная турель, стрела и редуктор исполнительного органа.

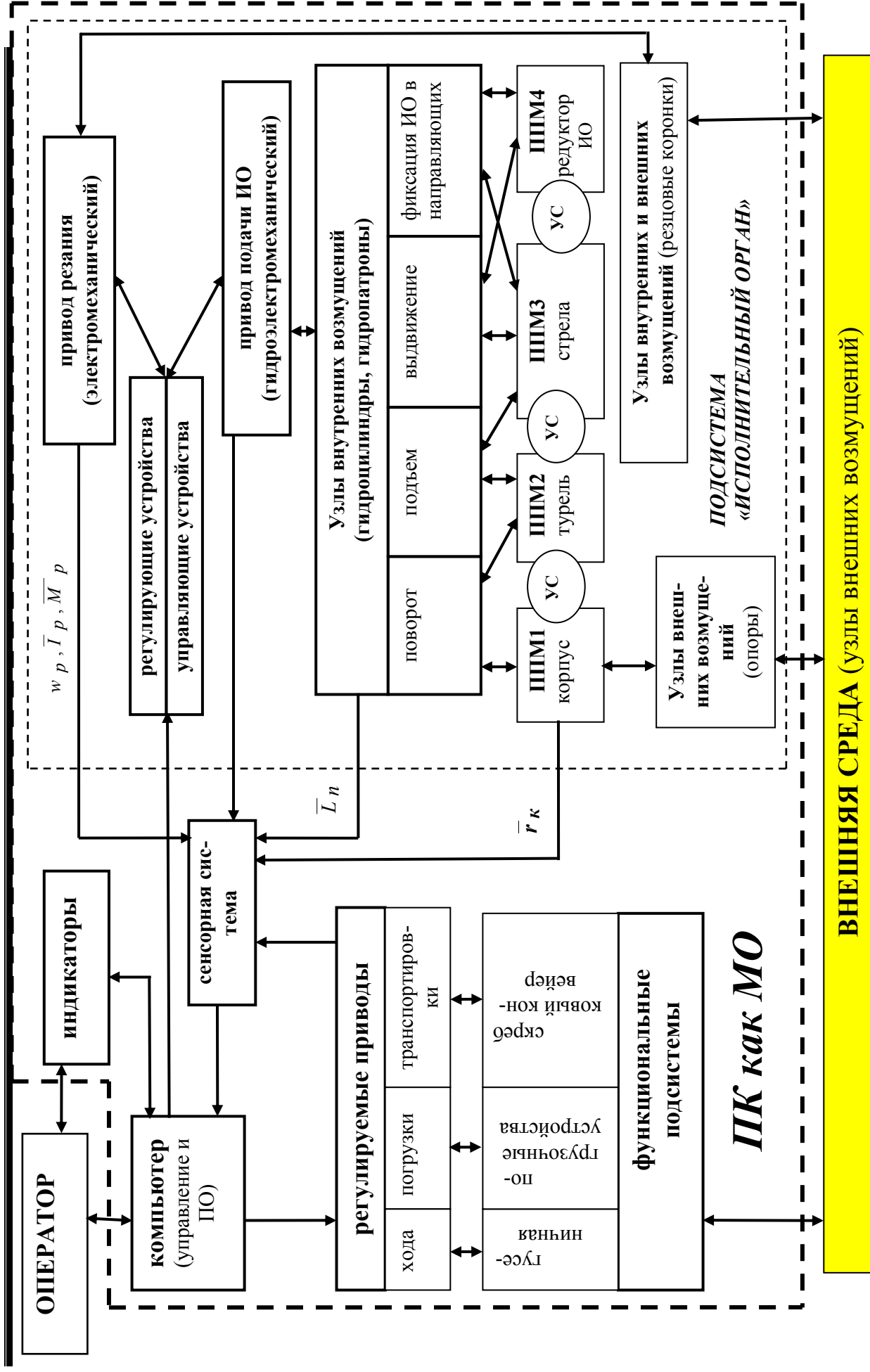


Рис. 1 Структурная схема ПК как мехатронного объекта

Узлы связи (УС) – это пассивные элементы конструкции машины, обладающие упруго-диссипативными свойствами, обеспечивающие соединение ППМ с целью ограничений их взаимных перемещений, а их параметры не зависят от состояния привода. К узлам связи относятся: шарниры, упоры, упругие валы и т.д..

Узлы внутренних возмущений – это активные элементы конструкции машины, способные генерировать силовые возмущения и обладающие упруго-диссипативными свойствами, они связаны с ППМ и элементами привода машины, и их параметры зависят от его состояния. К таким элементам относятся гидроцилиндры и маховики.

Узлы внешних возмущений – это зоны взаимодействия элементов конструкции машины с внешней средой. К узлам внешних возмущений относятся: зона контакта элементов рабочего органа ПК с разрушаемым горным массивом, зона контакта опорных элементов комбайна с внешней средой (почвой выработки).

Узлы внутренних и внешних возмущений – это активные элементы конструкции машины, способные генерировать силовые возмущения и обладающие упруго-диссипативными свойствами. Они связаны с ППМ, элементами привода машины и внешней средой. Их параметры зависят от его состояния привода и параметров внешней среды. К этим узлам можно отнести резцовые коронки ПК.

Силовые приводы – модуль привода, включающий механическую, гидравлическую и электрическую части или другие сочетания этих и других частей привода. Например, привод подачи исполнительного органа (электродвигатель + гидронасос).

Регулирующее устройство – модуль привода регулирования, представляющий механическую, гидравлическую и электрическую части или другие сочетания этих и других частей привода, обеспечивающий изменение регулируемого параметра силового привода. Например, привод изменения эксцентриситета гидронасоса или частотный преобразователь.

Управляющее устройство – модуль привода регулирования, представляющий механическую, гидравлическую и электрическую части или другие сочетания этих и других частей привода, обеспечивающий изменение положений ППМ в пространстве забоя и друг относительно друга.

Сенсорная система, предназначена для преобразования и ввода в бортовой компьютер информации, получаемой от первичных преобразователей (датчиков), о параметрах, характеризующих состояние элементов мехатронного объекта и свойства внешней среды.

Согласно схемы, представленной на рис.1, информация об изменении прочности разрушаемого массива может быть получена косвенно путем соответствующей обработки показаний датчиков тока и момента приводного двигателя резания. Датчики линейных перемещений поршней гидроцилиндров поворота, подъема и выдвижения исполнительного органа позволяют получить информацию о скорости его подачи в различных режимах работы ПК (боковой рез, вертикальная зарубка, фронтальная зарубка). Данные о скорости резания при регулируемом приводе резания могут быть получены путем использования датчика скорости, установленного на двигателе резания. Информация о положении корпуса ПК в пространстве подготовительного забоя может быть представлена с использованием датчика типа GPS-навигатора (определение местоположения путём измерения расстояний до объекта от точек с известными координатами).

Система интеллекта мехатронного объекта – бортовой компьютер с необходимым программным обеспечением для решения задачи многокритериальной оптимизации рабочего цикла горной машины по критериям производительности, энергопотребления и надежности ее работы с учетом ограничивающих факторов.

Данное представление ПК обеспечивает описание рабочего процесса функционирования ПК как мехатронного объекта с учетом его основных особенностей:

- изменение в пространстве и времени структуры системы «управляемая машина - внешняя среда»;
- многомассовость и пространственность ПК как объекта исследования и проектирования, а также пространственность перемещения и нагружения его элементов;
- компьютерное управление, обеспечивающее повышение технического уровня ПК на основе автоматизации интеллектуальной деятельности по его управлению.

Таким образом, интеллектуальная система «управление-подача» исполнительного органа ПК, согласно особенностям его рабочего процесса, указанным выше, должна удовлетворять следующим требованиям:

- эффективная регулировка нагрузки приводов и защита двигателей от перегрузок;
- управление режимными параметрами рабочего процесса ПК (скорость подачи ИО, скорость резания);
- ограничение динамической нагруженности силовых подсистем;
- выдача информации о режимных параметрах приводов резания и подачи ИО;
- контроль состояния оборудования и окружающей среды путем сбора, обработки и предоставления на индикаторы, контрольные приборы и буквенно-цифровые дисплеи информации о различных параметрах, положении подвижных частей, характере и месте отказов, а также выдача прогноза на ближайшую перспективу, что позволит сократить простой машины за счет планово-предупредительных ремонтов.

Наиболее значимыми показателями технического уровня горных машин являются производительность и ресурс. Основная цель регулирования нагрузки может быть определена как обеспечение работы машины в оптимальных режимах функционирования ее исполнительного органа, а также обеспечение минимальной динамической нагруженности как силовых подсистем, так и металлоконструкций. Действительно работа в оптимальных режимах обеспечивает повышение производительности и снижение энергопотребления, а минимальная динамическая нагруженность позволяет обеспечить требуемый ресурс работы машины с минимальной металлоемкостью.

Одним из направлений решения вопроса об эффективной регулировке нагрузки приводов исполнительного органа ПК и управлении режимными параметрами рабочего процесса машины является проектирование интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа, обеспечивающей прогноз снижения скорости его подачи с некоторым опережением до начала обработки участков забоя более высокой контактной прочности. Вместе с тем, при реализации такого режима работы увеличивается время цикла обработки забоя, что теоретически обуславливает снижение производительности ПК. Поэтому необходимо обосновать критерий, позволяющий оценить эффективность интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа ПК.

Для оценки ресурса машины могут быть использованы накопленные повреждаемости в элементах конструкции за полный цикл работы ПК [3], которые определяются путем формирования массива реализаций нагрузок в силовых подсистемах машины за цикл обработки забоя с последующей обработкой методом «дождя» и рассчитываются как:

$$НП(F) = \sum_{i=1}^n A_{Fi}^m, \quad (1)$$

где A_{Fi} – i -тая амплитуда нагрузки F ; m – показатель наклона кривой усталости; n – количество амплитуд нагрузки.

Анализ зависимости (1) показывает, что наиболее действенным путем повышения ресурса ПК, является снижение величины амплитуды нагрузки.

Изменение темпов проходки (производительности) ПК с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа, обладающей функцией прогноза, может быть рассчитано как:

$$\Delta L = \left(\frac{L_2}{L_1} - 1 \right) \cdot 100\% = \left(\frac{k_{m2}}{k_{m1}} \cdot \frac{T_u}{T_u + k_{m2} \cdot t_{on} \cdot \left(\frac{V_{n1}}{V_{n2}} - 1 \right) \cdot N} - 1 \right) \cdot 100\%, \quad (2)$$

где L_1, L_2 – темпы проходки при работе ПК, оснащенного гидравлическим регулятором нагрузки [3] и интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа соответственно, м/см; T_u – чистое время работы комбайна по выемке за цикл, с; t_{on} – время опережения, с; V_{n1}, V_{n2} – скорость подачи до и после срабатывания регулятора нагрузки [3] при увеличении прочности разрушаемой породы, м/мин; N – число переходных участков за цикл обработки забоя; k_{m1} – коэффициент машинного времени, $k_{m1} = 0,1 \dots 0,3$; k_{m2} – коэффициент машинного времени с учетом времени опережения, определяемый по зависимости:

$$k_{m2} = \frac{1}{1 + \left(\frac{1}{k_z} - 1 \right) \cdot \frac{R_1}{R_2} + \frac{1}{k_{m1}} - \frac{1}{k_z}} \quad (3)$$

где k_z – коэффициент готовности машины, $k_z = 0,85 \dots 0,9$; $\frac{R_1}{R_2}$ – отношение ресурса машины с интеллектуальной системой к ресурсу без нее, оцененное по накопленной повреждаемости.

Для оценки эффективности интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа ПК, способной прогнозировать необходимое изменение режимных параметров работы ПК в зависимости от изменения прочностных свойств разрушаемого массива, был проведен модельный эксперимент, предусматривающий алгоритм управления, приведенный на рис.2. В качестве объекта исследования принят проходческий комбайн КПД.

Полный рабочий цикл обработки забоя включает в себя различные режимы разрушения в определенной последовательности. Поэтому для последующего анализа эффективности интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа ПК был составлен характерный полный рабочий цикл обработки забоя арочного сечения (ширина – 4,6 м, высота – 3,2 м), приведенный на рис.3.

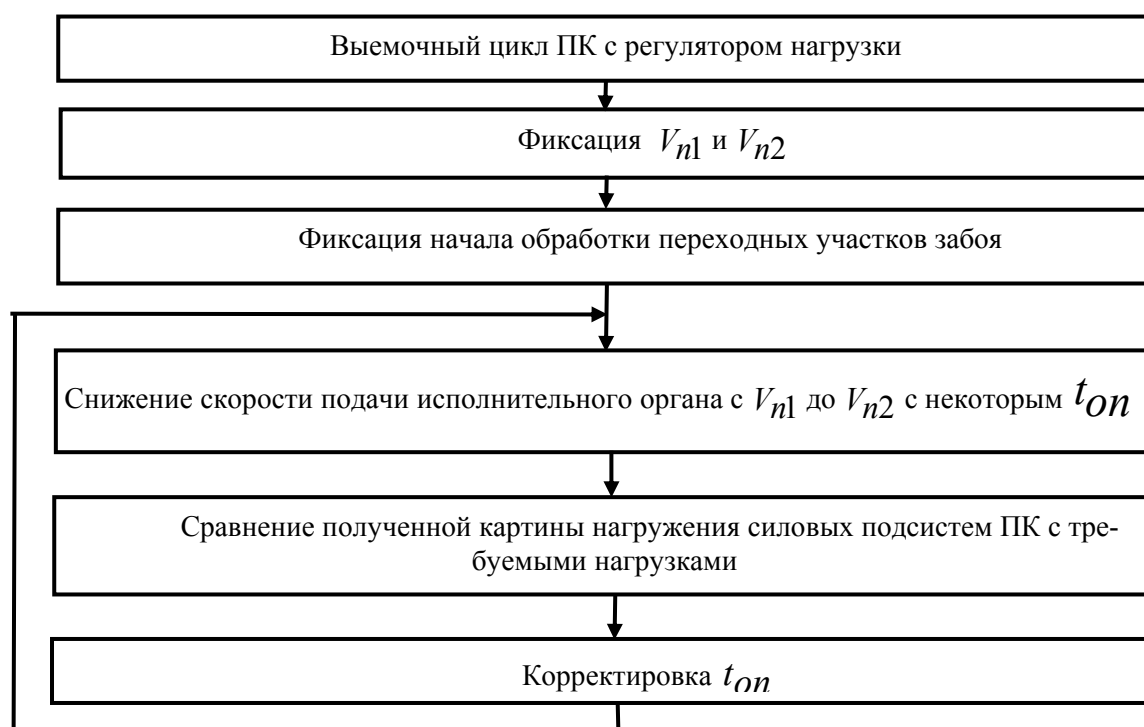


Рис. 2. Алгоритм интеллектуального управления системой подачи исполнительного органа ПК

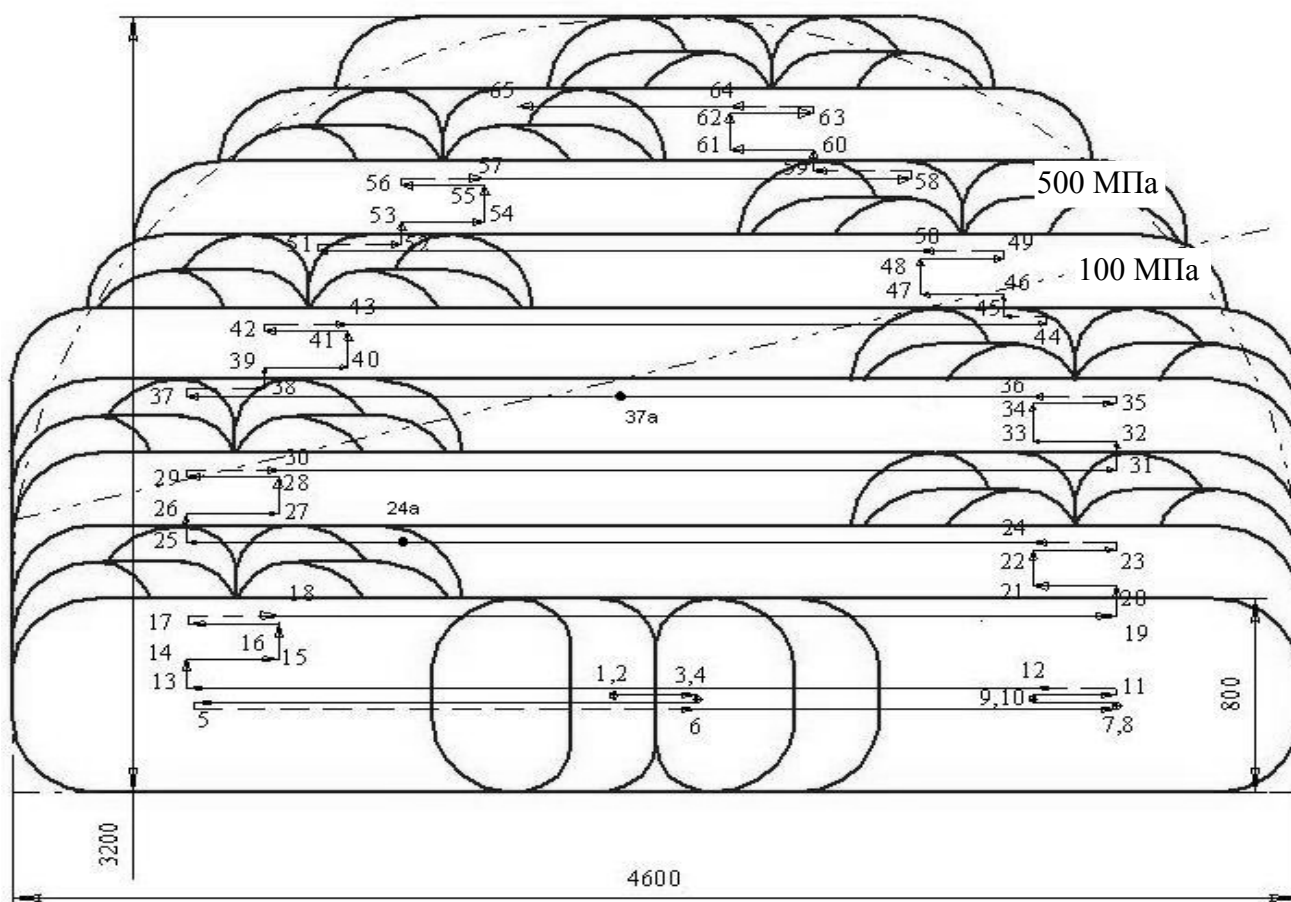


Рис. 3. Полный рабочий цикл обработки забоя

С целью воссоздания полного рабочего цикла был разработан план вычислительного эксперимента (табл. 1), который предусматривает реализацию основных режимов разрушения забоя ИО: фронтальной зарубки, боковых резов вправо и влево, вертикальной зарубки вверх с наиболее характерными параметрами среза для забоя сложной структуры, включающего породные прослойки различной прочности – 100 и 500 МПа.

Согласно плана вычислительного эксперимента были проведены модельные исследования влияния интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа ПК на нагруженность его силовых подсистем. В качестве примера на рис.4а приведен фрагмент реализаций модельного эксперимента изменения нагрузки в шарнире подвески поворотной рамы исполнительного органа за полный цикл обработки забоя. На рисунке выделена зона I, формируемая в процессе разрушения при переходе с контактной прочности 100 МПа на 500 МПа. Эта зона обуславливает формирование максимальных амплитуд за цикл обработки забоя, которые в значительной степени определяют ресурс ПК.

Таблица 1. План вычислительного эксперимента

№ опыта	Режим разрушения				Номер серии опытов**					
	Вид режима*	B, М	ΔH , М	P_k , МПа	I	II	III	IV	V	VI
1	ФЗ	-	0,8	100	X	X	X	X	X	X
2	БРП	0,3	0,8	100	X	X	X	X	X	X
3	БРЛ	0,3	0,8	100	X	X	X	X	X	X
4	ВЗ	0,6	0,3	100	X	X	X	X	X	X
5	БРП	0,6	0,3	100	X	X	X	X	X	X
6	БРЛ	0,6	0,3	100	X	X	X	X	X	X
7	БРЛ	0,6	0,3	100-500	X	X	X	X	X	X
8	ВЗ	0,6	0,3	500	X	X	X	X	X	X
9	БРП	0,6	0,3	500	X	X	X	X	X	X
10	БРЛ	0,6	0,3	500	X	X	X	X	X	X

* Аббревиатуры режимов: ФЗ, ВЗ – фронтальная и вертикальная (вверх) зарубка; БРП, БРЛ – боковой рез вправо и влево (ориентация разрушаемого массива – пачка находится сверху).

** Различным сериям опытов соответствуют следующие значения времени опережения в начале снижения скорости подачи исполнительного органа ПК до начала обработки переходного участка забоя: I - $t_{on} = 0,0$ с (с регулятором нагрузки, не предусматривающим прогноз); II - $t_{on} = 0,3$ с; III - $t_{on} = 1,0$ с; IV - $t_{on} = 1,5$ с; V - $t_{on} = 2,0$ с; VI - $t_{on} = 3,0$ с.

Результаты обработки данных вычислительного эксперимента позволили установить, что при наиболее рациональном времени опережения 1,5 с наличие интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа в составе ПК приводит к снижению накопленных повреждаемостей:

- в шарнирах поворота до 30,0 раз; в шарнирах подъема до 7,0 раз;
- в гидроцилиндрах поворота до 1,16 раз; в гидроцилиндрах подъема и выдвижения до 14,0 раз;
- в трансмиссии до 30,0 раз;

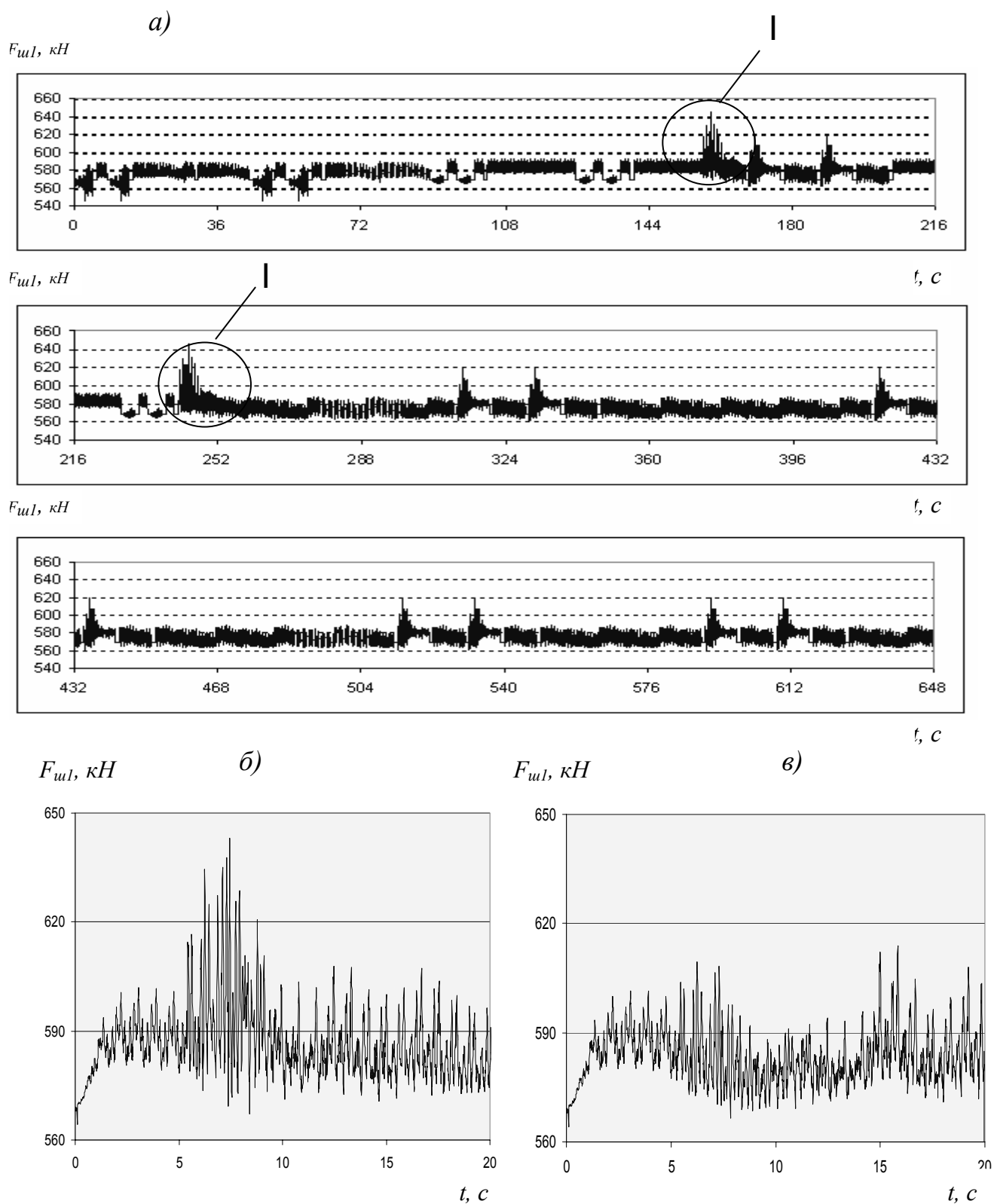


Рис. 4. Изменение нагрузки в шарнире подвески поворотной рамы исполнительного органа за полный цикл обработки забоя (а) в переходной зоне I (со 100 на 500 МПа), с регулятором нагрузки (б) и с прогнозирующей системой «управление-подача» (в)

- от действия составляющих вектора внешней нагрузки на коронках: F_x – в 4,0 раза, F_y – в 1,11 раз, F_z – в 50 раз.

При этом эксплуатационная производительность, полученная с учетом зависимостей (2), (3), вследствие повышения ресурса машины, а следовательно, и снижения потерь рабочего времени на устранение отказов также увеличивается до 3,5%.

Таким образом, применение интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа ПК позволяет существенно увеличить его ресурс без потерь эксплуатационной производительности.

Выводы и направление дальнейших исследований.

1. Разработана структурная схема проходческого комбайна как мехатронного объекта с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа, способной прогнозировать изменение режимных параметров работы комбайна в зависимости от изменения прочностных свойств разрушаемого массива. Прогноз осуществляется путем учета необходимого временного опережения в снижении скорости подачи исполнительного органа до обработки переходного участка забоя более высокой прочности.

2. На основе проведенных исследований обоснован критерий оценки эффективности интеллектуальной системы «управление-подача» исполнительного органа при проектировании проходческого комбайна нового технического уровня.

3. На примере проходческого комбайна КПД установлено, что применение интеллектуальной системы «управление-подача» приводит к существенному повышению ресурса его элементов конструкции (накопленная повреждаемость в корпусных конструкциях снижается в 7-30 раз) без снижения эксплуатационной производительности комбайна.

4. Одним из направлений дальнейших исследований является разработка и оценка эффективности интеллектуальных систем приводов резания и подачи исполнительного органа проходческого комбайна, реализующих двухпараметрическое регулирование с поддержанием рационального соотношения между параметрами среза на резцах.

Библиографический список

1. Семенченко А.К. Актуальность применения регулируемой системы подачи исполнительного органа проходческого комбайна/ Семенченко А.К., Хиценко Н.В. // Сборник научных трудов, посвященный 45-летию ДГМИ, "Перспективы развития угольной промышленности в XXI веке". - Алчевск: ДГМИ, 2002. - С. 180-185.
2. Семенченко А.К. Обоснование рационального способа регулирования нагрузки на привод исполнительного органа проходческого комбайна/ Семенченко А.К., Хиценко Н.В.// Проблеми експлуатації обладнання шахтних стаціонарних установок: Збірник наукових праць. - Донецьк: ВАТ "НДІГМ імені М.М. Федорова", 2003. - Вип. 96. - С. 165-172.
3. Шабает О.Е.Повышение ресурса проходческих комбайнов с аксиальными коронками на основе регулятора нагрузки в системе подачи исполнительного органа /Шабает О.Е., Семенченко А.К., Хиценко Н.В., Семенченко Д.А., Степаненко Е.Ю. // Наукові праці Донецького національного технічного університету, Вип. 16 (142), Серія: Гірничо-електромеханічна, Донецьк, 2008. – С. 265-274.
4. Семенченко А.К. Принципы создания проходческих комбайнов как мехатронных систем/ Семенченко А.К., Шабает О.Е., Семенченко Д.А., Хиценко Н.В.// Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: Гірничо-електромеханічна. Випуск 113. - Донецьк, 2006. - С. 238-243.

© Шабает О.Е., Семенченко А.К., Степаненко Е.Ю., Хиценко Н.В., 2009

Надійшла до редакції 16.04.2009

УДК 628.1:628.3

МАТЛАК Е.С., РУДАКОВА Ю.Ю., ЖИЛИН М.В.

КОГЕНЕРАЦИЯ НЕТРАДИЦИОННЫХ (АЛЬТЕРНАТИВНЫХ) ТЕПЛОВЫХ РЕСУРСОВ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Рассмотрены направления когенерации нетрадиционных (альтернативных) тепловых ресурсов горного производства (метана, шахтных вод, горного массива). Предложены варианты их реализации с использованием тепловых насосов в системе теплоснабжения угольной шахты.

The directions of non-traditional (alternative) heat resources cogeneration in mining production are considered. The variants of their realization with the use of heat-pumps in coal mine heating systems are proposed.

Горные предприятия могут поставлять народному хозяйству не только полезные ископаемые (уголь, угольный метан), но и тепловую энергию. Ее источниками являются:

- геологические структуры горного массива, а также приповерхностный грунт, которые передают свой тепловой потенциал шахтным водам и исходящим вентиляционным струям рудничного воздуха;
- оборотные воды систем охлаждения (компрессоры, вентиляторы, подъемники и др);
- хозяйственно-бытовые воды;
- шахтные котельные;
- отвалы горных пород.

Температура пород, вмещающих угольные пласты на больших глубинах (800-1400 м), достигает 40-50°C, в связи с чем добыча угля проводится в сложных климатических условиях. С учетом теплового фактора и огромной протяженности подземных выработок (достигающих в отдельных случаях 70 км), угольные шахты можно рассматривать как возобновляемый энергетический ресурс. Тепловой потенциал геологических структур передается шахтным водам и исходящим вентиляционным струям рудничного воздуха. Сеть подземных горных выработок и путей фильтрации подземных вод в породном массиве и даже по водоотливным канавкам можно рассматривать как теплообменник, в котором естественным образом происходит теплообмен между породами, шахтной водой и рудничным газом. Расчеты свидетельствуют о следующем: тепловой поток с 1 км² грунта равен 10 Вт, следовательно, с 1 км² шахтного поля он составляет не менее 10 МВт, что соответствует сгоранию 10,5 тыс.т условного топлива. Поскольку температура пород глубоких горизонтов выше температур грунта, то можно ожидать, что реальная мощность теплового потока в шахтах намного больше. Исходя из сказанного, низкопотенциальный тепловой поток шахтного поля может равняться мощности одного блока атомной электростанции.

Ежегодно в Донбассе из шахт откачивается и сбрасывается в гидрографическую сеть почти 900 млн. м³ воды, из общего объема которой около 50% по химическому составу нейтральны, и температура их в точке сброса в любое время года составляет 15-25°C. Таким образом, в окружающую среду выбрасывается впустую огромный объем низкопотенциальной теплоты - более 15 ГДж, которую при благоприятных условиях можно утилизировать.

Попутно необхідно отметить следующее. Для откачивания шахтных вод на горнодобывающих предприятиях Украины эксплуатируются около 750 главных и 2300 участковых водоотливных установок. Парк водоотливных насосов различных типов превосходит 8000 единиц, из них не менее 3000 - на главном водоотливе. В процессе их работы расходуется более 2 млрд. кВт ч электроэнергии, на отдельных предприятиях удельный вес водоотливной составляющей достигает 30% общего объема энергопотребления. В последние годы наблюдается тенденция существенного увеличения мощности водоотливных насосов до 1,6 МВт, а суммарная мощность приводов достигает 12 МВт, что влияет на себестоимость добываемого угля. Поэтому вопрос снижения затрат на водоотливные комплексы на шахтах является актуальным.

Кроме шахтных вод в поверхностную гидросферу поступает более 100 млн. м³/год хозяйственно-бытовых стоков, также обладающих запасом низкопотенциальной теплоты. Не менее значим по объему и количеству низкопотенциальной теплоты рудничный воздух, выбрасываемый в виде вентиляционных струй. Ежеминутно каждая шахтная вентиляционная установка выбрасывает в атмосферу от 3 до 18 тыс. м³ воздуха температурой 15-25 °С. К тому же движущейся в вентиляционном канале ствола со скоростью 10-11 м/с поток обладает большой кинетической энергией, которая практически не востребована.

Если принять, что диаметр вентиляционного канала 4,2 м, то, пользуясь классическими формулами расчета, кинетическая энергия воздушного потока:

$$E = m_c v^2 / 2 = \rho F v^3 / 2 = 10248 \quad (1)$$

где m_c – секундная масса воздуха, кг; $\rho = 1,23$ кг/м³ – плотность воздуха для нормальных условий; $v = 11$ м/с – скорость потока; $F = 12.56$ м² – площадь сечения вентиляционного канала.

В качестве примера, в таблице представлены характеристики энергоносителей (шахтных вод и рудничного воздуха) по четырем шахтам Донбасса.

Таблица 1. Характеристика энергоносителей

Параметры энергоносителей	Шахты			
	им. Засядько	„Белореченская“	им. Ленина	„Ясиновская-Глубокая“
Дебит шахтных вод, м ³ /ч	320	230	606	250
Температура воды на выходе, °С	24	22	24	20
Тип вентилятора	ВЦО-31, 5МО	ВОД-21	ВЦ-5Б	ВЦО-31, 5МО
Подача вентилятора, м ³ /мин	10 000	3000	18 000	10 100
Скорость воздушного потока в вентиляционном канале, м/с	11	10	10	11
Температура воздуха в вентиляционном канале, °С	24	22	24	20

Примечание. Тип водоотливной установки ЦНС 300 х 600.

Еще один немаловажный источник в системе нетрадиционных энергетических ресурсов - насыпные отвалы пород, образующиеся при ведении горных работ. Масса отвала составляет несколько млн. тонн, а высота достигает 120 м. Скорость ветра на

такой высоте стабильна - 10 м/с и более. Эти особенности дают возможность использовать насыпь в качестве несущего основания для размещения ветроэнергетических роторных и гелиоустановок.

Как показывает практический опыт, в настоящее время значительные нетрадиционные энергетические ресурсы горного производства, способные покрыть потребность шахт в тепловой энергии (для нагрева больших количеств воды в АБК, обогрева помещений и других нужд), остаются практически невостребованными. Тепловое снабжение предприятий горной промышленности по-прежнему осуществляется в основном, с использованием угольных котельных. Они являются крупными потребителями углеводородного сырья, каменного угля, характеризуются относительно низким КПД (не более 80%), высоким уровнем эксплуатационных затрат. Ежегодно каждая шахта сжигает в котельных от 2000 до 8000 т угля, чтобы обеспечить технологические процессы горячей водой и теплотой. В результате расходы только по статье «топливо» составляют соответственно от 0,5 до 1,1 млн. грн. В то же время промышленные и коммунально - бытовые котельные - это наиболее значительный источник загрязнения атмосферы, на их долю приходится около 40% всех выбросов в угольной промышленности. Каждая котельная выбрасывает от 10 до 50 тыс. м³/год диоксида углерода (парниковый газ) и производит большое количество шлаков.

Для извлечения летучей золы шахтных котельных, как правило, применяются сухие инерционные пылеуловители, которые не улавливают летучую золу с дисперсным составом меньше 10 мкм, а эффективность их не превышает 70 - 85%. Остаточная запылённость после циклонов составляет 0,4 - 0,7 г/м, что не удовлетворяет санитарным нормам.

Помимо выбросов диоксида углерода, при сжигании угля в атмосферу выделяются соединения серы, хлора, фтора, а также цинк, свинец, никель, медь, хром, кадмий, ртуть и другие элементы, значительное количество полициклических ароматических углеводородов, которые являются источниками онкологических заболеваний. Котельные не оборудованы аппаратами для улавливания вредных газообразных выбросов. В силу неблагоприятной санитарно - гигиенической обстановки с выбросами в атмосферу вредных пылей и газов котельными к затратам по статье «топливо» добавляют штрафные санкции в виде затрат, по экологическим сборам.

Вместе с тем сложная обстановка с энергообеспечением страны, необходимость снижения зависимости экономики от внешнего рынка заставляют обратить внимание на потенциал нетрадиционных источников энергии и включение их в энергооборот.

Решение этой задачи целесообразно осуществлять на основе технологических схем комплексного использования потенциала системы для производства электро- и теплоэнергии с помощью тепловых насосов, которые повышают энергетическую эффективность горных предприятий, а следовательно, и их экономические показатели.

Тепловой насос (ТН) - устройство, извлекающее накопленную энергию из различных источников (грунтовых, артезианских и термальных вод; вод рек, озёр, морей; очищенных промышленных и бытовых стоков; вентиляционных выбросов и дымовых газов; грунта и земных недр), переносящее и превращающее её в энергию более высоких температур.

В мире работает более 20 млн. ТН установок. В промышленно развитых странах они интенсивно вытесняют традиционные схемы теплоснабжения, основанные на сжигании органического топлива; мировой рынок продажи устойчив и составляет примерно 1 млн шт. в год ТН. Согласно прогнозам Мирового энергетического комитета к 2020г до 75% теплоснабжения (промышленного и коммунального) в развитых странах будет осуществляться с помощью тепловых насосов.

По принципу действия тепловые насосы выпускают трёх типов: термоэлектрические тепловой мощностью до 10 кВт, парокомпрессионные до 500 кВт и абсорбционные тепловой мощностью до 4000 кВт.

Для угольного производства наиболее перспективны абсорбционные тепловые насосы (АБТН), обладающие следующими преимуществами: экологическая безопасность; пожаро- и взрывобезопасность; отсутствие динамических нагрузок на фундамент; автоматизированность не требуют постоянного обслуживания; имеют длительный срок службы (свыше 15 лет). Преимущества перед парокомпрессионными тепловыми насосами: большая единичная мощность, незначительное потребление электроэнергии, отсутствие экологически опасных рабочих веществ.

В качестве источников энергии в АБТН совместно используются:

- теплота греющего пара давлением 0,3 - 0,6 МПа или сжигаемого топлива (природного газа, дизельного топлива или мазута);
- низкопотенциальная сбросная или природная теплота различных источников температурой 15-40 °С (сточные воды, системы водооборотного охлаждения, водоёмы и подземные источники теплой воды);
- электрическая энергия.

Эффективность геосистемы теплоснабжения характеризуется тепловым коэффициентом трансформации, который показывает во сколько раз больше производитель тепловый энергии по сравнению с затраченной электрической (или механической):

$$K=Q/A \quad (2)$$

где Q – количество теплоты, используемой испарителем теплового насоса, МДж/кг; A – работа, затрачиваемая на сжатие фреона в компрессоре теплового насоса, МДж/кг с помощью электроэнергии (или механической энергии) МДж/кг.

Этот коэффициент зависит от температуры источника теплоты.

Экономическая эффективность применения тепловых насосов определяется соотношением цен на электрическую и тепловую энергии, а также коэффициентом трансформации энергии.

Коэффициент полезного действия у АБТН до 90%, что выше, чем у водогрейной котельной, у которой КПД составляет 80%. У большинства котельных на единицу вырабатываемой полезной теплоты затрачивается примерно 1,1 - 1,2 ед. тепловой энергии сжигаемого топлива. Абсорбционный тепловой насос, работающий на топливе, с учётом утилизируемой теплоты сбросных шахтных вод на единицу вырабатываемой полезной теплоты затрачивает примерно 0,65 - 0,7 ед. тепловой энергии сжигаемого топлива. При этом по сравнению с котельными достигается экономия до 40% топлива.

С позиции использования альтернативных энергетических тепловых ресурсов горного производства, прежде всего, обращает на себя внимание безвозвратно теряемые потоки низкопотенциальной теплоты шахтных вод и сбросных хозяйственно - бытовых вод, вентиляционных струй, которая может найти применение, как на самых добывающих предприятиях, так и за их пределами. В частности, использование шахтных вод в качестве источника теплоты может решить проблему шахтных угольных котельных, закрыть их или перенести в резервные.

С этой целью и повышения тем самым эффективности теплоснабжения угольной промышленности ведутся активные поиски моделей и алгоритма оптимизации эколого - энергетических параметров теплоснабжения угольной шахт. Одной из таких перспективных моделей с утилизацией низкопотенциальной теплоты тепловыми насосами является предложенная д.т.н. Закировым Д.Г. Известно что для выработки тепловой энергии используются котлоагрегаты. Их тепловая нагрузка варьируется в зависимости от сезонных, климатических и производственных факторов. Поэтому управление тепло-

вой мощностью, подключаемой к потребителю — один из важных параметров оптимизации системы теплоснабжения. Регулирование подключаемой тепломощности источника позволяет получить экономию угля и, как следствие, уменьшить вредные выбросы в атмосферу.

На рис. 1 приведён алгоритм оптимизации энергетических и экологических параметров системы теплоснабжения угольной шахты, а на рис. 2 показана функциональная объектная модель системы теплоснабжения, реализующая этот алгоритм.

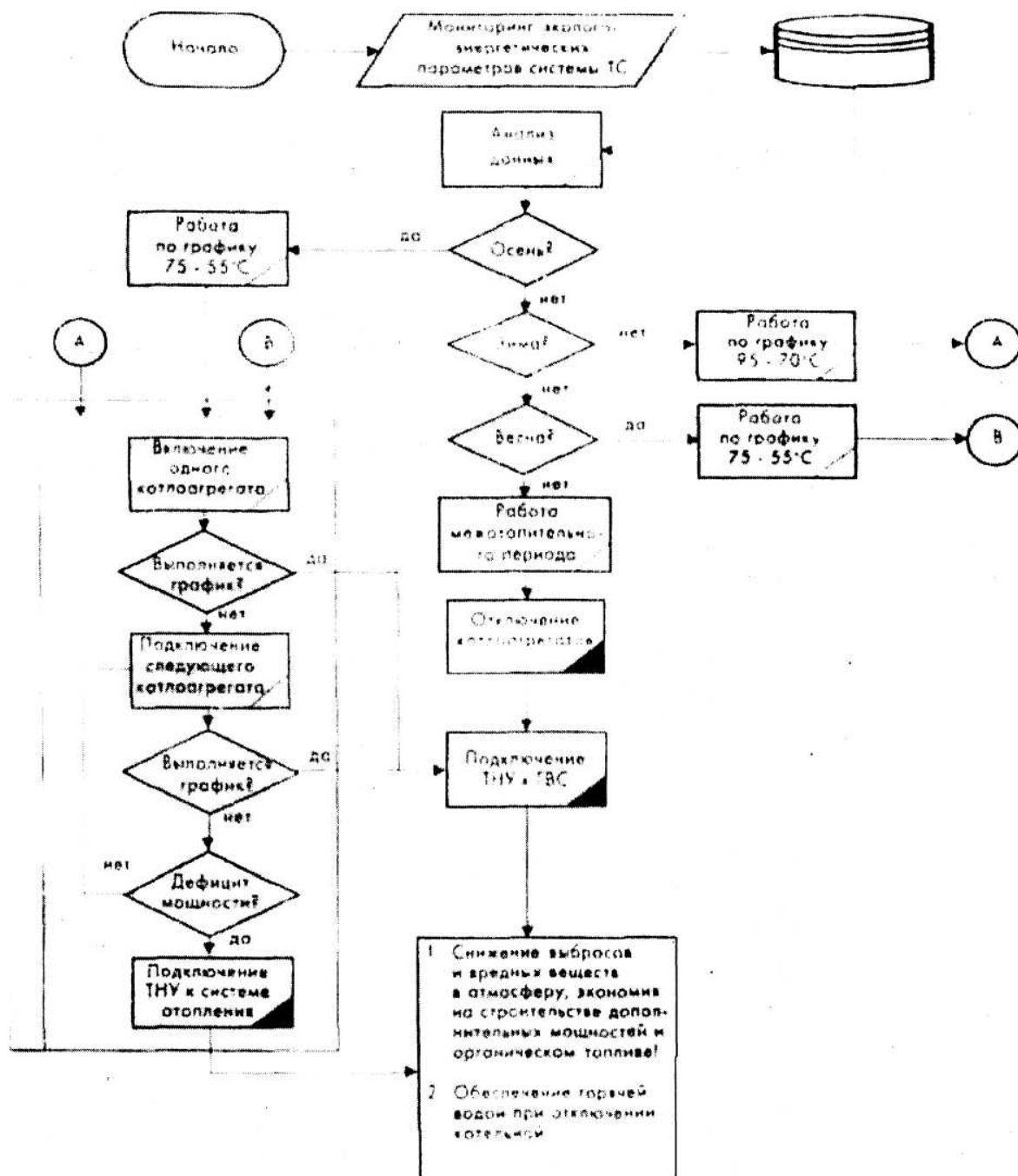


Рис.1. Алгоритм оптимизации энергетических и экологических параметров системы теплоснабжения угольной шахты

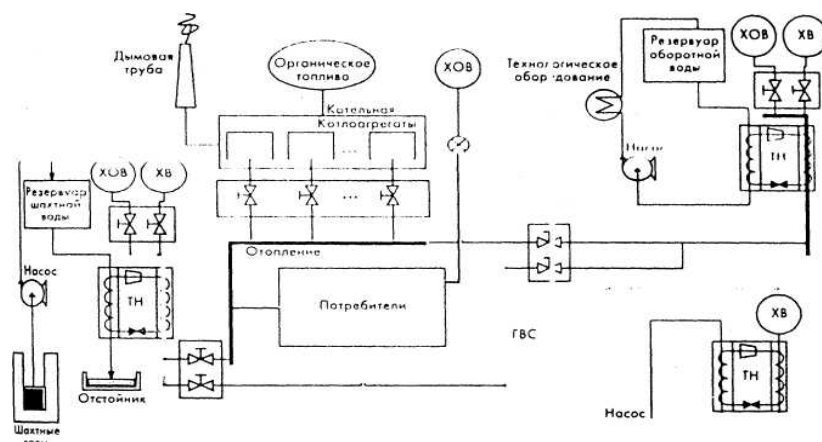


Рис.2. Функциональная объектная модель системы теплоснабжения угольной шахты с тепловыми насосами

В установке трансформация, тепловой энергии с низкого температурного уровня на более высокий, необходимый потребителю, осуществляется путём отбора теплоты с помощью испарителя ТН источника низкотемпературной энергии и передачи её через конденсатор в систему отопления и горячего водоснабжения через компрессор. При этом электроэнергия затрачивается только на работу компрессора ТН.

В испарителе установки может подаваться низкопотенциальная теплота от разных источников: шахтная вода, обратная вода систем охлаждения технологического оборудования, хозяйственная сточная вода, горячие газы.

В конденсатор ТН для нагрева подаётся холодная вода (ХВ), если выход ТН подключается к системе горячего водоснабжения, либо химически очищенная вода (ХОВ), если возникает необходимость подключиться к системе отопления. Так как шахтные воды загрязнены взвешенными веществами, то утилизация теплоты этих потоков требует создания теплообменных аппаратов, способных работать в загрязненных средах. Кроме того, в регламенте должно быть предусмотрено предотвращение отложений на теплопередающих поверхностях.

Таким образом, описанная функциональная модель теплоснабжения угольной шахты на основе утилизации низкопотенциальной теплоты шахтных вод и хозяйственных стоков позволяет регулировать уровень замещения тепловых ресурсов, подаваемых в систему теплоснабжения от котельной, а тем самым оптимизировать экономические и экологические параметры системы теплоснабжения угольной шахты.

При утилизации теплоты шахтной воды ТН - установка мощностью 100 - 120 кВт позволяет получить около 60% воды температурой 45 °С, например, на нужды горячего водоснабжения административного здания. При использовании нескольких насосов можно увеличить теплопроизводительность технологической схемы, т.е. полностью отключить шахтную котельную в межотопительный период, что кроме экономического будет иметь большой экологический эффект - в летнее время окружающая среда вокруг шахты не будет загрязняться твёрдыми и газообразными выбросами котельной. Это означает, что на шахтах можно создавать технологические комплексы утилизации низкопотенциальной теплоты шахтной воды мощностью порядка 2,5 — 3 МВт для покрытия круглогодичной нагрузки системы горячего водоснабжения и обеспечения базовой нагрузки отопления. Следует также отметить возможность производства тепловыми насосами в летнее время холодной воды температурой 4 -6 °С для кондиционирования воздуха, что увеличивает коэффициент использования установок.

В случае использования низкопотенциальной теплоты хозяйственно -бытовых стоков, обратной воды охлаждения шахтных компрессорных установок и охлаждения

сжатого воздуха, тепловые насосы монтируются в здании компрессорной станции. Использование насосов значительно улучшает условия охлаждения компрессоров и температурные режимы их эксплуатации (из технологической схемы исключается шахтная градирня), обеспечивает экономическую целесообразность утилизации ранее сбрасываемой теплоты, и улучшает экологическую обстановку на прилегающих территориях за счёт снижения нагрузки на промышленные котельные.

Применяемые установки с тепловыми насосами характеризуются в целом следующими преимуществами по сравнению с традиционными источниками теплоснабжения:

- экономичностью - для передачи в городскую систему отопления 1 кВт тепловой энергии насосу необходимо затратить 0,2 - 0,35 кВт электроэнергии;
- экологической чистотой - насос не создаёт вредных выбросов в атмосферу;
- коротким сроком окупаемости — затраты на установку окупаются в среднем за 1,5-3 года, благодаря низкой себестоимости тепловой энергии. Срок эксплуатации до капитального ремонта 10-15 лет.

Целесообразным является использование тепловых насосов также для утилизации теплоты рудничного воздуха. Отбор теплоты воздуха осуществляется теплообменниками на низкотемпературных трубах, устанавливаемых вдоль потока.

Помимо тепловой энергии рудничного воздуха, предполагается использование кинетической энергии воздушных потоков (вентиляционных струй) путём её преобразования в электрическую с помощью ветроэнергетической установки (рис. 1), размещаемой на выходе потока из шахты в вентиляционном канале за вентилятором.

На основе использования возможностей теплонаносного цикла возможно осуществлять (по предложению Табаченко Н.М.) отбор аккумулированной энергии пород горного массива. Для этого рекомендуется обустроить скважинные теплообменники вертикальной формы глубиной заложены 10-20м и более. В геосистеме с большим количеством вертикальных породных труб их можно располагать по сотовой форме, имеющей вид шестиугольника (рис. 3 а).

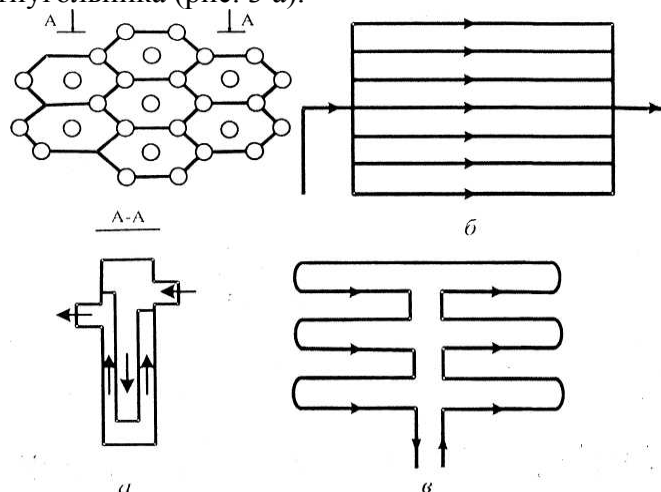


Рис. 3. Схемы расположения теплообменников: а – вертикальный скважинный породный кус г сотовой формы; б и в – грунтовые горизонтальные прямоугольной и змеевидной форм.

Шаг между трубами породной геосистемы, сооружаемой в горных выработках, определяется имеющейся площадью, его можно принимать 0,5-2м. При сотовой сетке скважинные теплообменники размещают по углам и в центре шестиугольника, что существенно повышает потенциал аккумулируемой в породе силовой энергии. Можно создать массив аккумулирования с высокой температурой. Вертикальные сотовые теп-

лообменники состоят из тесно расположенных труб разного диаметра, вставленных одна в другую. Увеличить потенциал аккумулируемой в породе энергии можно при организации встречно-направленных тепловых потоков. Холодный теплоноситель движется сверху вниз по внутренней трубе, а снизу вверх горячий по межтрубному кольцевому пространству. Породные или грунтовые теплообменники обычно изготавливают из полиэтиленовых или стальных бесшовных труб.

В настоящее время в Украине разворачиваются научно-исследовательские работы по использованию скважинной подземной газификации угля (СПГУ), которая заключается в бурении скважин с поверхности, розжиге угольно пласта, нагнетании окислителя для горения угля, получении искусственного генераторного газа, поступающего по скважинам на поверхность.

Его температура составляет 600-900°C. Целесообразно использовать энергетический потенциал образующихся продуктов газификации путем создания геосистемы с включением в нее ТН-установок. Для этого рекомендуется направлять газ в теплообменник для утилизации теплоты и получения горячей воды в баке-аккумуляторе теплоты. Горячий теплоноситель через тепловые насосы поступает далее в коммунальную систему теплоснабжения.

Особый интерес для энергосберегающих технологий представляет сочетание возможностей нескольких альтернативных вариантов получения энергии, среди которых наиболее перспективным является сочетание газификации угля (СПГУ) и обустройства скважинных теплообменников вертикальной формы в когенерационной геосистеме энергоснабжения, реализуемой на базе теплонаносного цикла. Такая геосистема обеспечит электрической, тепловой и механической энергией населенные пункты, находящиеся вблизи шахт. На рис. 4 показана схема производства энергоносителей на базе СПГУ и теплоты недр Земли.

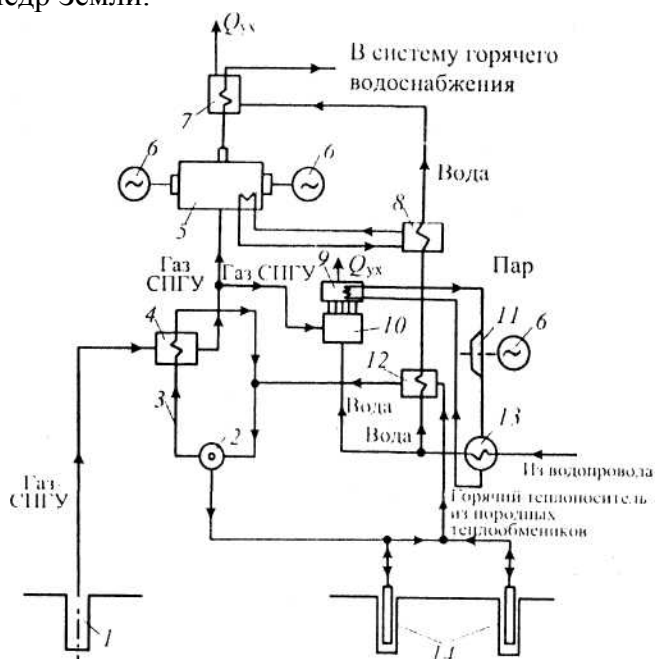


Рис 4. Схема альтернативной когенерационной геосистемы энергосбережения:

1 - скважина подземной газификации угля; 2 — потребители тепловой энергии; 3 — контур теплосети системы отопления; 4 — утилизатор теплоты газов СПГУ; 5 — свободнопоршневой газовый двигатель; 6 — электрические генераторы; 7 утилизатор теплоты выхлопных газов; 8 — теплообменник системы водяного охлаждения свободнопоршневого газового двигателя; 9 – теплоутилизатор-испаритель; 10 – водогрейный котел; 11 - паровая турбина; 12 - теплонасосная установка; 13 — водяной конденсатор; 14 — скважинные шахтные породные теплообменники.

Работает альтернативная когенерационная геосистема следующим образом. Горячий генераторный газ подземной газификации поднимается на поверхность по эксплуатационной скважине 1 и подается в утилизатор теплоты. В теплоутилизаторе обратная сетевая вода, циркулирующая в контуре теплосети системы отопления 3 подогревается. Тепло, передаваемое обратной сетевой воде, служит для предварительного ее нагрева. Требуемые параметры контура в теплосети 3 могут быть достигнуты при дополнительном использовании теплоты породы. В выработках по сотовой форме сооружаются кусты скважин-теплообменников 14. Циркулирующая вода системы отопления от потребителей 2 поступает в скважинные породные теплообменники, нагревается и направляется в испаритель ТН-установки 12, где отдает тепло холодной воде, поступающей из водопровода. Подогретая в теплонасосе вода дополнительно подпитывает температуру сетевой воды в контуре системы отопления 3. Суммарная теплота от утилизатора 4 и теплонасоса 12 обеспечивает подогрев воды в среднем до 80°C. Последняя по теплотрассам 3 поступает в обогревательную систему 2, поддерживающую в помещении температуру не ниже 18°C. ТН-установка будет работать эффективней, если температура пород для теплообменников будет выше температуры окружающей среды. Температура горного массива в шахте даже в самые холодные дни зимнего периода не падает ниже 20—40°C.

После теплоутилизатора 4 газ СПГУ направляется для сжигания потребителям по двум потокам. Большая часть передается на свободнопоршневой газовый двигатель 5 для выработки электрической энергии генераторами 6. Оставшаяся часть газа идет на подогрев воды в котлоустановке 10 для выработки пара в теплоутилизаторе-испарителе 9 и электроэнергии турбогенератором 11, а так же для одновременного подогрева сетевой воды в водяном конденсаторе 13 отработанным паром турбины. Продукты сгорания котла 10 в теплоутилизаторе 9 охлаждаются от 200 до 80-100°C. Остаточная тепловая энергия выхлопных газов Q_{yx} с теплоутилизаторов может выбрасываться в атмосферу или использоваться в подземном аккумуляторе тепловой энергии. В соответствии с технологической схемой осуществляется одновременный подогрев воды для системы горячего водоснабжения. Сетевая вода из трубопровода вначале частично подогревается в ТП-установке 12. Для окончательного нагрева воды ГВС используется теплота системы охлаждения выхлопных газов свободнопоршневого двигателя 5. Для этого устанавливается водяной теплообменник 8 и газовый утилизатор 7. При утилизации тепла в теплонасосе мощностью 80—100 кВт можно получить около 60% воды температурой 40—50°C. Дальнейший подогрев воды в теплообменниках повышает ее температуру до 80°C.

Фрагмент описанной схемы рис. 4, может быть использован в другом аспекте, а именно для повышения эффективности работы шахтной котельной выстраивается когенерационная геосистема энергоснабжения путем надстройки теплоутилизатора-испарителя в комплекте с турбогенератором. В состав фрагмента входят: водогрейный котел – 10, теплоутилизатор-испаритель 9, паровая турбина 11, электрогенератор 6 и водяной конденсатор 13. По этой схеме можно вырабатывать электро- и тепловую энергию в объемах, достаточных для удовлетворения собственных потребностей предприятий либо для продажи населенным пунктам.

Построение кооперационной геосистемы энергоснабжения на базе шахтной котельной путем надстройки теплоутилизатора-испарителя в комплексе с турбогенератором позволит поднять коэффициент полезного использования топлива почти до 45-50% в паротурбинном цикле и до 80-90% в теплофикационном, увеличить выработку электроэнергии турбогенератором без роста расхода топлива и улучшить экологическую обстановку окружающей среды.

Прибыль предприятия, реализующего когенерационную схему производства электрической, механической и тепловой энергий, образуется за счет того, что себестоимость собственных энергоносителей оказывается в 2—3 раза ниже, чем стоимость электро- и теплоэнергии, покупаемых в государственных сетях, что уменьшает себестоимость основной продукции. Другим привлекательным моментом для внедрения когенерационных технологий на шахте являются энергетическая независимость от постоянно растущих государственных тарифов и стабильность производственных процессов добычи угля.

Учитывая огромный потенциал теплоты породных массивов шахт Украины, использование низкопотенциальной энергии позволит получать в больших объемах экологически чистую тепловую энергию, снизить себестоимость теплоснабжения, значительно уменьшить выбросы вредных веществ в атмосферу за счет сокращения потребления газа и угля. Важно, что рассматриваемый подход может реализоваться не только в условиях действующих шахт, но и ликвидированных. Это связано с непрерывным откачиванием шахтных вод на шахтах, закрываемых в режимах «сухой» или «полусухой» консервации. Особенно актуальными данные вопросы являются для шахтерских городов, где в связи с закрытием нерентабельных угледобывающих предприятий обеспечение теплотой объектов социальной инфраструктуры стоит на первом месте. Эффективное использование возобновляемых низкопотенциальных источников теплоты, которые имеются на каждой шахте, обеспечит получение тепловой энергии для различных нужд, в это — новые направления развития шахтерских городов и поселков, рабочие места для персонала закрываемых предприятий.

Одним из основных преимуществ шахт как источников тепловой энергии является то, что они равномерно рассредоточены по территории с большой плотностью населения и максимально приближены к потребителям. Шахты, построенные как предприятия по добыче угля, могут служить ещё после их закрытия многие десятилетия источником тепловой энергии.

В ближайшей перспективе тепловые насосы могут стать основным средством отопления зданий. Замена только 10% теплогенераторов, работающих на органическом топливе, теплонасосами позволит сэкономить 35-40млн. т. Такая замена окупится за два-три года.

Практика промышленно развитых стран показывает, что системы энергосбережения, оснащенные ТН-установками, имеют большой коэффициент использования первичной энергии грунта или горных пород. Система централизованного энергосбережения становится все менее конкурентоспособной с децентрализованным производством электро-и теплоэнергии.

© Матлак Е.С., Рудакова Ю.Ю., Жилин М.В., 2009

Надійшла до редколегії 15.04.2009

УДК 614.8.086

КОЛЕСНИКОВА В.В. (ДонНТУ)

СРАВНИТЕЛЬНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ВОДНОГО И ГЕЛЕВОГО ОХЛАЖДАЮЩИХ ЭЛЕМЕНТОВ КАК СРЕДСТВ ПРОТИВОТЕПЛОВОЙ ЗАЩИТЫ ОРГАНИЗМА

Проведены сравнительные испытания водного и гелевого охлаждающих брикетов с целью выбора оптимального варианта для создания экономичных автономных систем охлаждения организма. Изучалась динамика их охлаждения, сравнивались такие их показатели, как масса, размер, пластичность при отрицательных температурах и др., проводился анализ влияния отражающего экрана и слоя утеплителя на динамику изменения и площадное распределение температурного градиента охлаждающих брикетов.

Water and gel cooling briquettes have been compared in order to select the best methods for developing body cooling systems. The authors have studied cooling dynamics, compared such parameters as mass, size at negative temperatures, etc; analyzed the influence of reflecting barrier and warmth keeping layer on variation and distribution of cooling briquette temperature gradient.

На сегодняшний день основная масса средств противотепловой защиты направлены на обеспечение комфортных тепловых условий труда в экстремальных температурных условиях. Однако сейчас, вследствие экономического и ресурсного кризисов на первое место выходит необходимость разработки экономичных автономных методов обеспечения комфортных температур в некомфортных производственных и даже бытовых условиях.

Известно, что диапазон комфортных температур для человека составляет от $+16^{\circ}\text{C}$ до $+25^{\circ}\text{C}$. Именно в этом диапазоне температур человек проявляет максимальную трудоспособность и имеет при этом нормальное тепловое самочувствие. Нарушение же теплового баланса организма может привести к перегреву или переохлаждению организма и как следствие к потере трудоспособности, быстрой утомляемости, потере сознания и тепловой смерти [1].

Для поддержания комфортных температур в помещении используются различные системы отопления (в холодный период года), и системы кондиционирования (в теплый период года). Все они направлены на поддержание постоянных комфортных температур всего объема воздуха комнаты, на что затрачивается колоссальное количество энергии. Учитывая, что системы кондиционирования воздуха является одним из основных потребителей энергии среди систем жизнеобеспечения современного здания, мероприятия по разработке автономных экономичных систем кондиционирования приобретают особую актуальность.

Ведь даже если нами охлажден весь объем воздуха помещения, но нет движения воздуха, то удерживаемый на внешней поверхности тела человека пограничный слой воздуха (до 4...8 мм при скорости движения воздуха $w=0$) препятствует отдаче теплоты конвекцией [1]. Средняя площадь поверхности тела человека составляет $1,5 \text{ м}^2$. Таким образом, путем простейших подсчетов можно рассчитать объем воздуха, который непосредственно почувствует в охлаждении организма. В нашем случае это $0,015 \text{ м}^3$ воздуха. Понятно, что разница в охлаждении всего объема воздуха помещения и лишь пограничного с телом человека слоя колоссальная. Кроме того, известно, что наиболее

интенсивно идет обмен теплом при соприкосновении человека с ненагретыми поверхностями.

С целью разработки системы автономного сверхлегкого кондиционирования организма перед нами была поставлена задача выбрать оптимальный вариант охлаждающего элемента. Для исследований были взяты два типа аккумуляторов холода: водный охлаждающий брикет отечественного производства, который широко используется при работе в экстремальных температурных условиях; эластичный гелевый хладоаккумулятор Soft Ice немецкой компании EZetil.

Сравнительный анализ проводился по трем направлениям:

- выявление динамики повышения температуры охлаждающих брикетов;
- сравнительная характеристика основных физических и метрических показателей выбранных хладоаккумуляторов;
- анализ влияния отражающего экрана и слоя изолирующего материала на динамику изменения и площадь распределения температурного градиента.

Итак, целью нашего первого этапа эксперимента было выявить динамику изменения температуры охлаждающего брикета. Подобные измерения обычно проводятся при помощи жидкостного (спиртового, ртутного) термометра. Количественные характеристики теплообмена между контролируемой средой и чувствительным элементом жидкостного термометра напрямую зависят от площади соприкосновения чувствительного элемента со средой [2]. Однако в наших условиях добиться максимального контакта брикетов с чувствительным элементом термометра не удалось, т.к. непластичность льда препятствовала этому. Вследствие этого нами для измерения температуры поверхности брикета использовался бесконтактный инфракрасный термометр НИМ-БУС.

Для измерения температур брикетов перед началом опыта на каждом из них была выбрана точка для снятия данных, что обеспечило большую точность измерений. Далее через определенные промежутки времени с дисплея термометра снимались показания и заносились в таблицу. Эксперимент продолжался до тех пор, пока температура брикета не становилась равной 20°C . Исходные параметры эксперимента:

- температура окружающей среды – 21°C
- временной интервал снятия показаний – 20 мин

По полученным данным были построены изотермы, описывающие динамику изменения температуры охлаждающих брикетов во времени (рис.1).

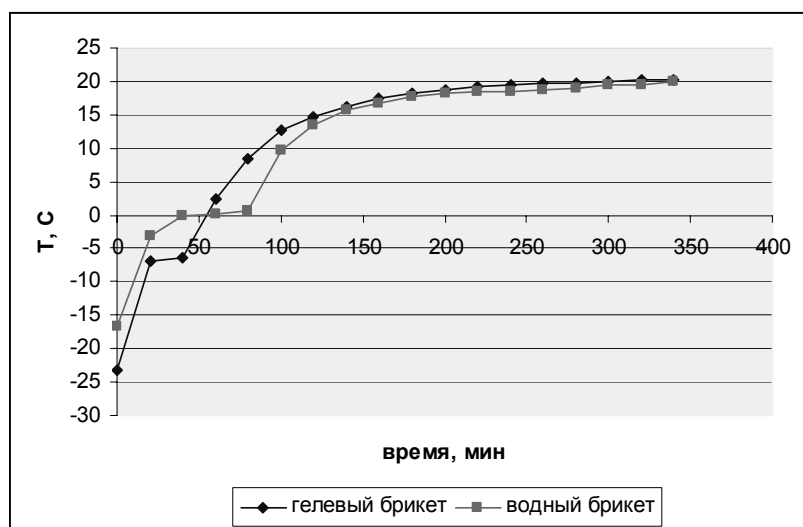


Рис. 1. Динамика изменения температуры брикетов (водного и гелевого)

Из графика видно, что и у воды и у геля четко выражено т.н. «плато», наличие которого обусловлено фазами таяния льда (оно соответствует фазе плавления льда), однако у геля оно меньше, что объясняется меньшим количеством кристаллов льда в его структуре.

Кроме того, из графика видно, что:

1. Из замороженного состояния до температуры 20⁰С аккумуляторы холода в среднем нагреваются за 5-6 часов.

2. Динамика изменения температур у водного и гелевого брикетов сходны и отличаются лишь на начальном этапе, что объясняется более низкой температурой замерзания геля. Эту разницу можно использовать в практических целях, но лишь при поддержании низких температур на очень непродолжительное время. В общем же, данная разница не существенно влияет на охлаждающие свойства брикетов.

Вторым этапом исследований было сравнение двух охлаждающих брикетов по параметрам, указанным ниже:

1. Масса, гр
 2. Размеры, мм х мм
 3. Пластичность в замороженном состоянии
 4. Общее время нагрева брикета до температуры окружающей среды, мин.
- Основные результаты представлены в табл. 1.

Таблица 1. Сравнительные характеристики охлаждающих брикетов

Показатель	Водный брикет	Гелевый брикет
Масса, гр	150±2	220±2
Размеры, мм х мм	210х120	170х120
Пластичность в замороженном состоянии	ограниченная	пластичен
Общее время нагрева брикета до температуры окружающей среды, мин.	≈ 320	≈ 340

Из таблицы следует, что:

1. К преимуществам гелевого брикета стоит отнести его пластичность в замороженном состоянии, что увеличивает удобство и расширяет область применения данного брикета.

2. Вторым преимуществом гелевого брикета является его больший срок эксплуатации по сравнению с водным. Это связано со свойством воды расширяться при замерзании. Полиэтиленовая пленка, которая используется для производства водных брикетов, при замораживании изделия испытывает деформацию при растяжении. Так как прочность пленки ограничена, то через определенное количество смены фаз замерзания и разморозки брикета, пленка приходит в негодность и брикет выводится из эксплуатации. В то же время, гелевый брикет имеет большую механическую прочность в связи с отсутствием деформации полиэтилена при замораживании изделия.

3. К недостаткам гелевого аккумулятора холода можно отнести его большую массу при меньшем размере, в то время как необходимо добиться противоположного эффекта (меньшей массы при большем размере).

На втором этапе эксперимента для определения влияния отражающего экрана и изолирующего материала на динамику изменения и площадное распределение температурного градиента охлаждающего брикета применялась следующая экспериментальная мини-установка (рис. 2).

На рамку 1 натягивалось тканное полотно 2, на котором маркировались точки снятия температур 3. Полотно было в 1,5-2 раза больше размеров охлаждающего брикета 4. Точки устанавливались на расстоянии 2,5 см друг от друга (система точек представляла собой сетку маркирующих точек).

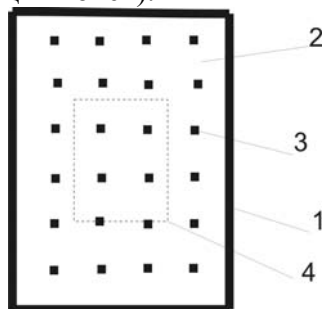


Рис. 2. Экспериментальная мини-установка: 1- рамка; 2 – тканное полотно; 3 – маркированные точки; 4 – границы аккумулятора холода

Снятие температурного показателя с маркированной точки производилось посредством бесконтактного инфракрасного термометра НИМБУС. Измерение температуры в каждой точке производилось с временным промежутком в 60 минут.

По результатам эксперимента были построены графики поверхности, на которых отображалось изменение температурного градиента.

Эксперимент проводился в трех так называемых системах:

1. «Вода» / «Гель» (аккумуляторы холода помещались на тканное полотно и ничем не изолировались от окружающей среды).
2. «Вода/гель – отражающий экран» (аккумуляторы холода помещались на тканное полотно и изолировались от окружающей среды металлизированной пленкой).
3. «Вода/гель – отражающий экран – изолирующий материал» (аккумуляторы холода помещались на тканное полотно и изолировались от окружающей среды металлизированной пленкой и слоем утеплителя).

В результате исследований были выявлены зоны распространения пониженных температур ($0-20^{\circ}\text{C}$) за пределами охлаждающего брикета. Динамика изменения площади этой зоны во времени относительно водного и гелевого брикета представлена на рис. 3 и 4, где относительная площадь – это отношение площади распространения пониженных температур (от 0°C до 20°C) к площади охлаждающего элемента (в долях).

Из данного этапа исследований вытекают следующие выводы:

1. Если сравнивать между собой системы с единым видом охлаждающего брикета, то видно, что:

- Максимальное количество времени, затраченное на нагрев брикета до 20°C , принадлежит системе «брикет – отражающий экран – изолирующий материал».
- Разница во времени нагревания между системой «брикет – отражающий экран – изолирующий материал» и системой «брикет» составляет в среднем 4 часа.
- Площадь распространения холода в них отличается $\approx$ в 1,2 раза в первые 60 минут и в 2,3 раза через 160 минут от начала эксперимента

2. Если сравнивать между собой системы с разными видами охлаждающих брикетов, то видно, что:

- На первом этапе (до 80 минут) температура гелевого брикета ниже, чем температура водного на 4°C

- После 80 минут динамика изменения температур гелевого и водного брикетов сходны между собой

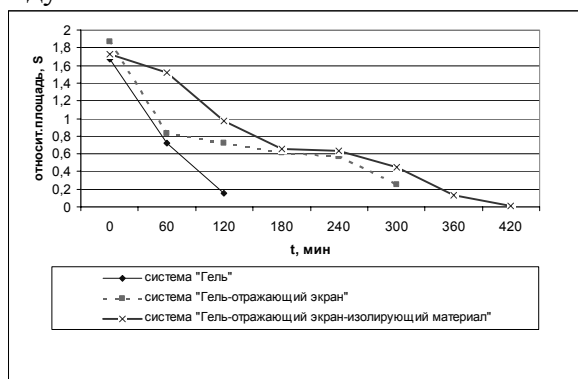


Рис. 3. Динамика изменения площади распространения пониженных температур относительно гелевого охлаждающего брикета

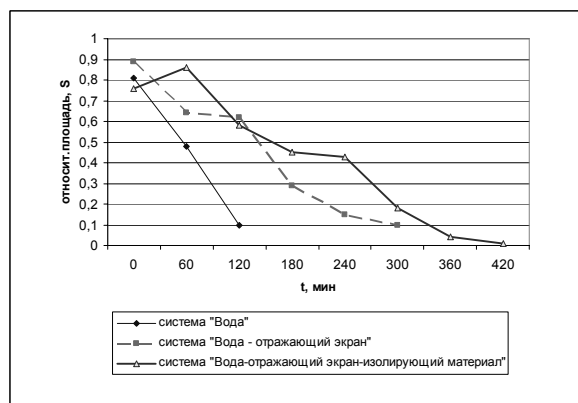


Рис. 4. Динамика изменения площади распространения пониженных температур относительно водного охлаждающего брикета

Таким образом, по результатам исследований можно сделать выводы:

1. Гелевый брикет более эффективно применять в случае необходимости кратковременного охлаждения до более низкой температуры, а также в тех случаях, когда масса не является ограничивающим фактором.
2. Применение гелевого брикета также удобно благодаря его пластичности при отрицательных температурах.
3. Для повышения КПД действия брикета необходимо использовать его в системе с отражающим экраном и изолирующим материалом.
4. Область применения водного охлаждающего брикета ограничивается его непластичностью при отрицательных температурах, но его использование целесообразно при действии ограничивающего фактора массы.

Библіографічний список

1. Белов С.В. Безопасность жизнедеятельности./Белов С.В., Сивков В.П., Ильницкая А.В., Морозова Л.Л. – М.: Высшая школа, НМЦ СПО, 2000. – с.38-45.
2. Боднер В.А. Измерительные приборы (теория, расчет, проектирование): Учебник для вузов: в 2 т. /Боднер В.А., Алферов А.В. – М.: Изд-во стандартов. – 1986. - с. 37-47.

Надійшла до редколегії 20.04.2009

© Колесникова В.В., 2009

УДК 622:621.31

ДИДЕНКО В. П. (МакНИИ)

РАСЧЕТНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ГРАНИЧНЫХ ВОСПЛАМЕНЯЮЩИХ ТОКОВ ИНДУКТИВНЫХ ЦЕПЕЙ

Получены расчетные зависимости граничного воспламеняющего тока от индуктивности и напряжения индуктивной цепи для группы I (угольные шахты), позволяющие повысить достоверность бескамерной оценки искробезопасности. Дана сравнительная оценка полученных расчетных и экспериментальных зависимостей, приведенных в ГОСТ 22782.5 и IEC60079-11. Показана необходимость уточнения экспериментальных данных.

The rated dependences of boundary igniting current upon inductance and inductive network voltage for group I (coal mines) have been obtained in order to increase the reliability of spark safety estimation. The author has compared rated and experimental dependences provided in State Standards and confirmed the necessity of verifying the experimental data

Постановка проблемы и её связь с научными и практическими задачами.

Экспериментальные данные зависимостей минимального воспламеняющего тока от индуктивности и напряжения индуктивной цепи представлены в графическом виде в стандартах [1 – 3]. Они находят применение на практике для оценки искробезопасности электрических цепей. Однако их использование оговорено рядом условий, среди которых то, что вероятность воспламенения газовой смеси при данных токах составляет 10^{-3} , а также значения этих токов должны быть снижены на 30 % [2]. В то же время положительными согласно [1 и 2] считаются результаты испытаний на искробезопасность при отсутствии взрывов газовой смеси. Стандарт [3] требует значение вероятности воспламенения смеси для признания цепи искробезопасной не выше 10^{-3} . Различия в требованиях стандартов приводят к мысли о необходимости получить максимальные значения тока цепи, при котором коммутационные разряды в ней не воспламеняют газовую смесь ни при каких скоростях коммутации искрообразующего механизма. По сути своей это граничный воспламеняющий ток. В настоящее время развитие расчетного метода оценки искробезопасности, основанного на анализе энергии и длительности разрядов при заданных значениях скорости коммутации позволяет решить данную задачу расчетным путем.

Целью настоящей работы является получение расчетных зависимостей граничного воспламеняющего тока для индуктивных цепей и сравнительная оценка полученных зависимостей с имеющимися экспериментальными.

Изложение основного материала. Используя расчетную схему для оценки искробезопасности индуктивной цепи, приведенную на рис. 1, изменяя сопротивление резистора R1, определяют его значения, при которых максимальное значение коэффициента искробезопасности по энергии равно 1 (отличие составляет не более 1 %) [3 – 5]. Скорость коммутации для каждой расчетной точки по индуктивности и напряжению цепи задается в пределах от 0,046 до 6,5 м/с. Значение тока в цепи при таком сопротивлении принимается за граничный воспламеняющий ток.

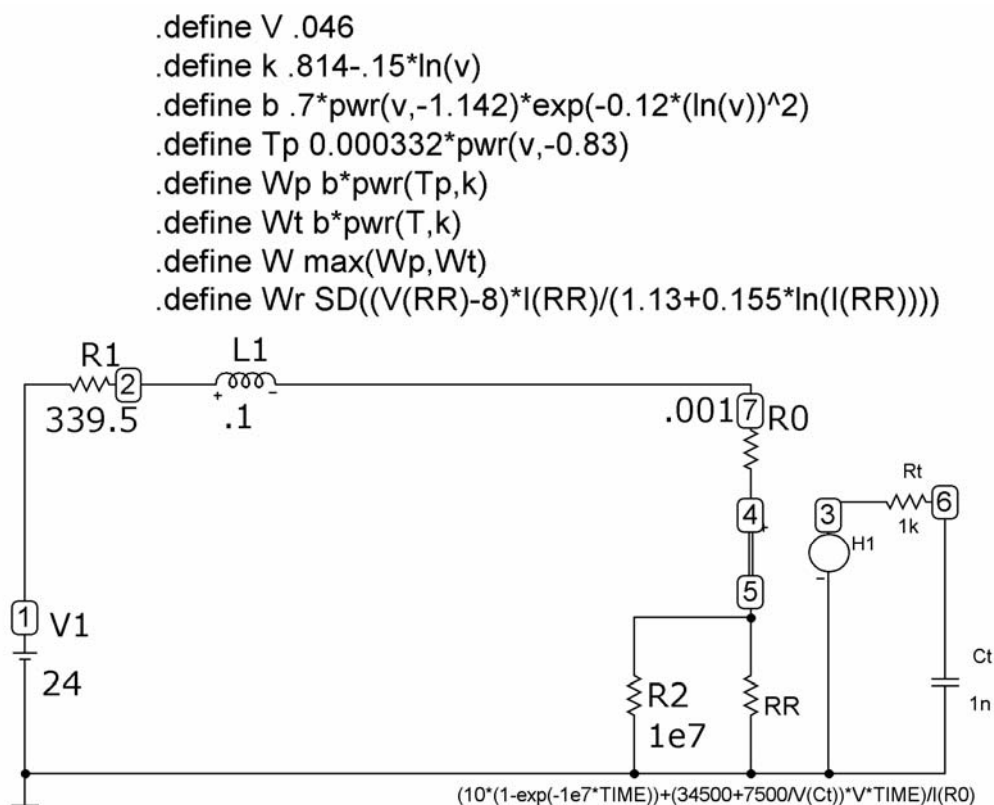


Рис. 1. Схема расчетная для оценки искробезопасности индуктивной цепи

По результатам расчетов длительности и энергии разряда и коэффициента искробезопасности для индуктивной цепи напряжением 24 В (группа I) приведены в табл. 1 значения граничного воспламеняющего тока, соответствующие заданной индуктивности цепи.

Таблица 1. Расчетные значения граничного воспламеняющего тока индуктивной цепи напряжением 24 В для группы I

L, мГн	1000	600	400	200	100	25	6,8	2	0,6	0,3	0,1
I, А	0,0167	0,0234	0,0304	0,0468	0,0707	0,157	0,316	0,589	1,05	1,07	1,09

Сравнение параметров разрядов с таковыми для индуктивной цепи напряжением 24 В и минимальным воспламеняющим током по данным IEC60079-11 [1] показывает, что для разрядов в цепи с граничным воспламеняющим током коэффициент искробезопасности по энергии в среднем ниже в 1,7 раза с разбросом от 1,3 до 2,6 раза. Значения отношения коэффициентов искробезопасности подчиняются нормальному закону распределения по критерию эксцесса и не соответствуют по критерию асимметрии, поскольку она несколько выше критического значения (соответственно 0,96 и 0,84). Коэффициент корреляции между значениями отношения коэффициентов искробезопасности и логарифмами скорости коммутации минус 0,2 – связь слабая, а с логарифмами индуктивности цепи наблюдается существенная связь – коэффициент корреляции равен 0,8. Это свидетельствует о том, что при больших значениях индуктивности цепи завы-

шенность экспериментальных данных увеличивается. Рассмотренное отношение характеризуется также высокой изменчивостью – коэффициент вариации равен 23 %.

При крайних значениях скорости коммутации и коэффициенте искробезопасности 1 получены зависимости токов I_{24_k} и I_{24_n} (рис. 2). Граничный воспламеняющий ток будет равен минимальному из этих токов при заданных значениях индуктивности цепи.

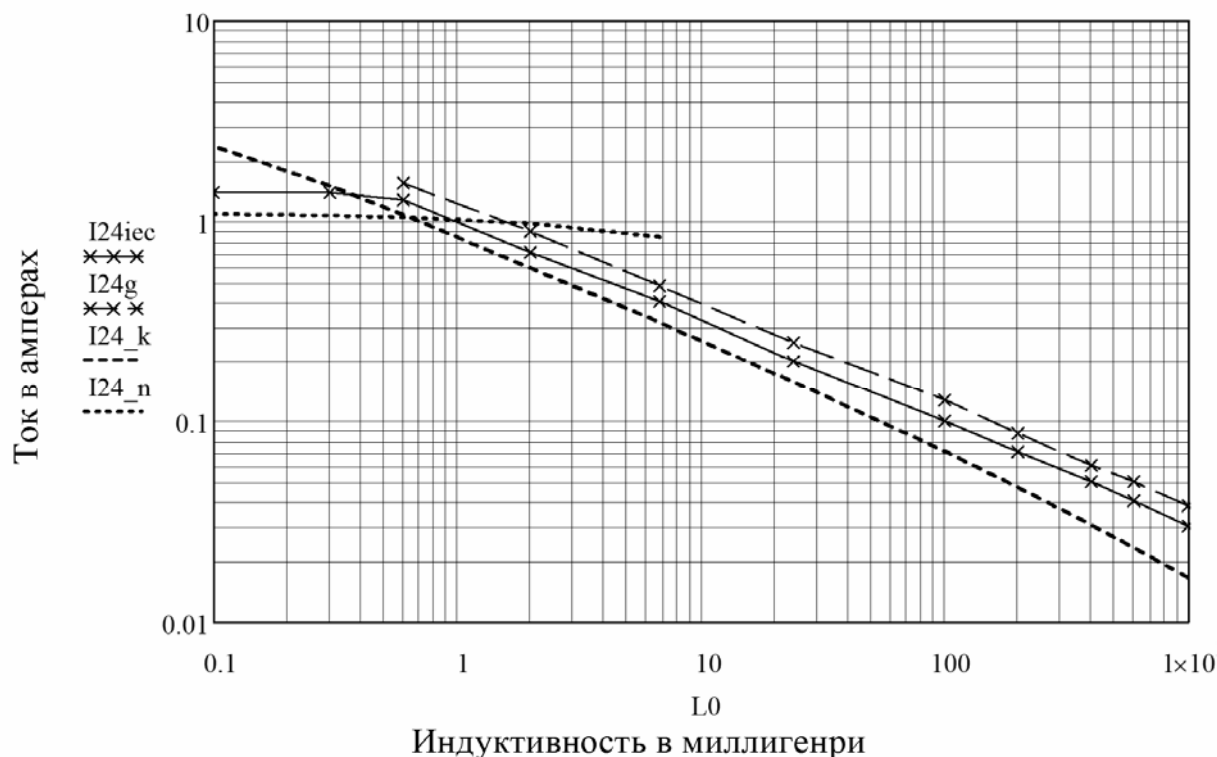


Рис. 2. Зависимости минимальных воспламеняющих токов для индуктивной цепи напряжением 24 В по данным: I_{24iec} – ИЕС60079-11, I_{24g} – ГОСТ 22782.5 и токов с коэффициентами искробезопасности $k_{im} = 1$ для скорости коммутации: I_{24_k} – 6,5 м/с, I_{24_n} – 0,046 м/с от индуктивности цепи

Расчетные значения граничного воспламеняющего тока в индуктивной цепи напряжением 24 В в среднем ниже минимального воспламеняющего тока по данным ИЕС60079-11 в 1,4 раза (разброс от 1,2 до 1,8 раза) при коэффициенте вариации 14 %. Отношение подчиняется нормальному закону распределения по критерию асимметрии и эксцесса. Его зависимость от логарифма индуктивности цепи существенная (коэффициент корреляции равен 0,84).

Ещё ниже расчетный граничный воспламеняющий ток для рассматриваемой цепи по сравнению с минимальным воспламеняющим током по данным ГОСТ 22782.5 [2]. Среднее значение их отношения равно 1,8 при разбросе от 1,5 до 2,3 раза. Такое завышение минимального воспламеняющего тока не только перекрывает коэффициент искробезопасности 1,5 [2], но и требуемое этим документом снижение на 30 % табличных значений минимальных воспламеняющих токов, при котором искробезопасное значение тока равно минимальному воспламеняющему, деленному на 2,1. Причем по-

сле такой оценки не требуется проверка на взрывной камере [2]. То есть в результате проведенной в соответствии с требованиями [2] оценки искробезопасности цепей по характеристикам искробезопасности может быть выдано положительное заключение на искроопасную цепь. При индуктивности цепи 0,1 Гн табличное значение минимального воспламеняющего тока [2] равно 127 мА, и этот же документ приводит значение тока контрольной цепи 110 мА (напряжение 24 В индуктивность 0,1 Гн группа I). В то же время для омической цепи этот документ приводит следующие значения токов (табл. 2).

Таблица 2. Значения токов контрольной цепи I_k , минимального воспламеняющего МВТ и их отношения K для омической цепи напряжением 24 В

Группы и подгруппы	Токи, А		Отношение K
	I_k	МВТ	
I	1,5	1,1	1,37
IIA	1,0	0,83	1,2
IIB	0,7	0,66	1,06
IIC	0,3	0,25	1,2

Таким образом, для омической цепи напряжением 24 В токи контрольной цепи превышают минимальные воспламеняющие в среднем в 1,21 раза. Следует понимать, что значения токов контрольной цепи является одним из самых важных параметров при экспериментальной оценке искробезопасности электрических цепей, а также используется постоянно на протяжении десятилетий многими организациями. Значения минимальных воспламеняющих токов для омической цепи используются в практических целях чаще, чем для индуктивной, и определять их проще. Это дает основание считать, что отношение токов контрольной цепи и минимальных воспламеняющих для омической цепи приняты в [2] достаточно верно.

Проведенный анализ свидетельствует, что значение минимального воспламеняющего тока индуктивной цепи, которое на 15 % выше тока контрольной, следует принимать как ошибочное.

Аналогичные показанным на рис. 2 значения токов для напряжения цепи 12 В приведены на рис. 3. Зависимость тока при минимальной скорости коммутации отсутствует, поскольку при этой скорости коммутации коэффициент искробезопасности существенно ниже 1. Граничный воспламеняющий ток (табл. 3) будет равен току I_{12_k} .

Таблица 3. Расчетные значения граничного воспламеняющего тока индуктивной цепи напряжением 12 В для группы I

L, мГн	1000	600	400	200	100	25	6,8	2	0,6	0,3	0,1
I, А	0,0169	0,0237	0,0307	0,0479	0,0732	0,164	0,341	0,672	1,35	2,01	3,72

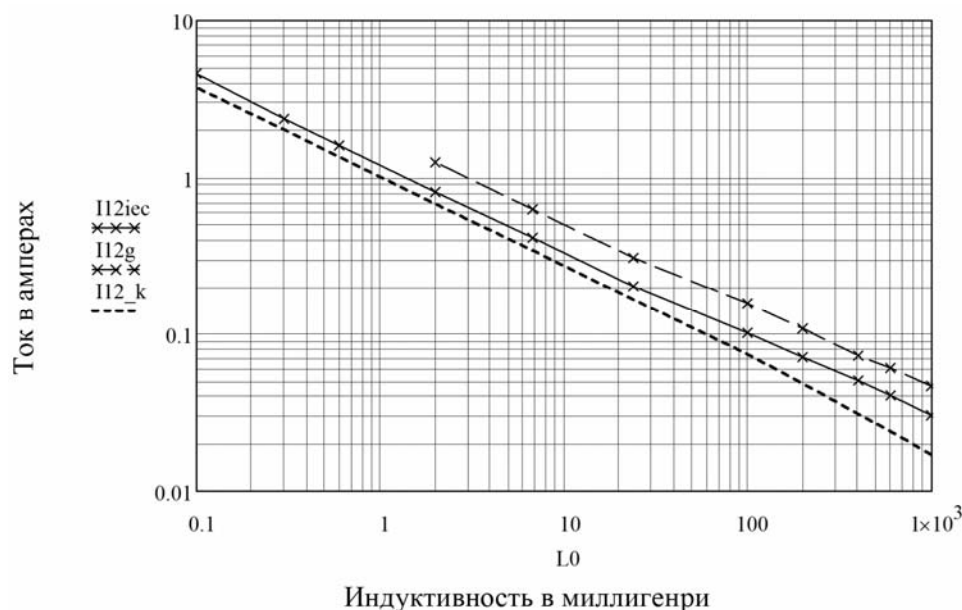


Рис. 3. Зависимости минимальных воспламеняющих токов для индуктивной цепи напряжением 12 В по данным: I_{12iec} - IEC60079-11, I_{12g} – ГОСТ 22782.5 и I_{12_k} – токов с коэффициентами искробезопасности $k_{im} = 1$ для скорости коммутации 6,5 м/с от индуктивности цепи

Отношение минимального воспламеняющего тока по данным ГОСТ 22782.5 к граничному воспламеняющему для индуктивной цепи напряжением 12 В изменяется от 1,8 до 2,7 при среднем значении 2,2. Коэффициент вариации равен 14 %. Отношение подчиняется нормальному закону распределения по критерию асимметрии и эксцесса, а также сильно зависит от логарифма индуктивности цепи (коэффициент корреляции – 0,92).

Минимальные значения токов I_{70_k} и I_{70_n} (рис. 4) определяют граничный воспламеняющий ток (табл. 4) для индуктивной цепи напряжением 70 В (группа I). Аналогичные данные в IEC60079-11 отсутствуют.

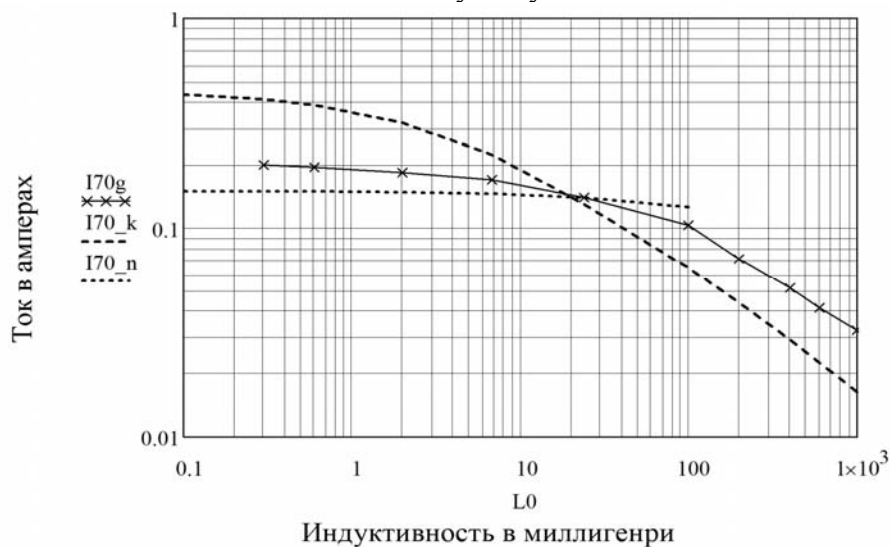


Рис. 4. Зависимости минимального воспламеняющего тока для индуктивной цепи напряжением 70 В I_{70g} по данным ГОСТ 22782.5 и токов с коэффициентами искробезопасности $k_{im} = 1$ для скорости коммутации: I_{70_k} – 6,5 м/с, I_{70_n} – 0,046 м/с от индуктивности цепи

Таблица 4. Расчетные значения граничного воспламеняющего тока индуктивной цепи напряжением 12 В для группы I

L, мГн	1000	600	400	200	100	25	6,8	2	0,6	0,3	0,1
I, А	0,0162	0,0224	0,0288	0,0435	0,0641	0,13	0,146	0,1482	0,1493	0,1495	0,1497

Отношение минимального воспламеняющего тока по данным ГОСТ 22782.5 к граничному воспламеняющему для индуктивной цепи напряжением 70 В изменяется от 1,08 до 2,0 при среднем значении 1,5. Коэффициент вариации равен 20 %. Отношение подчиняется нормальному закону распределения по критерию асимметрии и эксцесса, а также существенно зависит от логарифма индуктивности цепи (коэффициент корреляции – 0,79).

На рис. 4 видно, что зависимости I_{70_k} и I_{70_n} пересекаются при индуктивности 20 мГн. Характерно, что в этой точке расчетное значение тока практически совпадает с экспериментальным.

Полученные расчетные значения граничного воспламеняющего тока для группы I представлены на рис. 5.

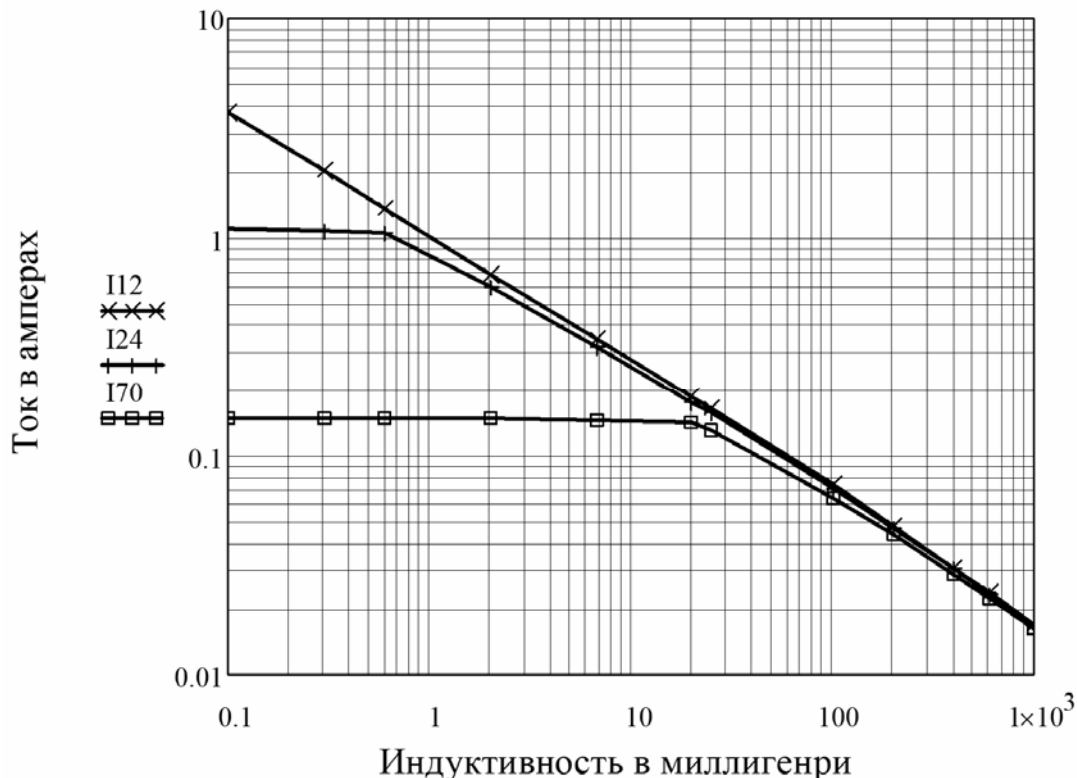


Рис. 5. Расчетные зависимости граничного воспламеняющего тока от индуктивности цепи и напряжения источника питания (группа I): I12, I24 и I70 – соответственно 12, 24 и 70 В

Участки зависимостей для 24 и 70 В, близкие к горизонтальным, характерны более агрессивными разрядами с низкой скоростью коммутации. Можно считать, что характер цепи изменяется с индуктивного на омический. С увеличением индуктивности цепи значения граничных воспламеняющих токов для напряжения цепи от 12 до 70 В сближаются, что отмечается и в экспериментальных данных [1].

Проведенные исследования воспламеняющей способности разрядов в индуктивных цепях показали, что в них наиболее агрессивными могут быть разряды только при крайних из рассмотренного диапазона минимальной или максимальной скорости коммутации. Такая особенность, в общем, совпадает с приведенными ранее результатами в работе [6].

Анализ чувствительности изменения коэффициента искробезопасности по энергии к вариации тока в пределах $\pm 10\%$ от минимального воспламеняющего значения (рис. 5) показывает (табл. 5), что она не зависит от напряжения цепи при индуктивности 1 Гн, а также при индуктивности 20 мГн и напряжении 12 и 24 В.

Таблица 5. Данные расчета чувствительности изменения коэффициента искробезопасности по энергии dK_i к вариации тока индуктивной цепи

Напряжение, В	Индуктивность, мГн	$dK_i, \%/ \%$		
		средняя	минимальная	максимальная
12	1000	1,10	1,04	1,17
12	20	1,33	1,22	1,40
12	0,1	1,93	1,72	2,07
24	1000	1,11	1,04	1,18
24	20	1,33	1,21	1,40
24	0,1	1,36	1,25	1,41
70	1000	1,11	1,04	1,19
70	20	0,66	0,60	0,85
70	0,1	0,75	0,60	1,13

При напряжении цепи 12 В во всём диапазоне индуктивности цепь носит индуктивный характер (рис. 5) и чувствительность коэффициента искробезопасности по энергии с уменьшением индуктивности повышается от 1,1 до 1,9 процента на процент изменения тока. А при индуктивности 0,1 и 20 мГн и напряжении 70 В цепь обретает омический характер с изменением чувствительности упомянутого коэффициента к току цепи, равному для омической цепи этого напряжения 0,8.

Выводы и результаты: получены расчетные зависимости граничного воспламеняющего тока от индуктивности и напряжения индуктивной цепи для группы I (угольные шахты), позволяющие повысить достоверность бескамерной оценки искробезопасности. Дана сравнительная оценка полученных расчетных и экспериментальных зависимостей, приведенных в ГОСТ 22782.5 и IEC60079-11. Показана необходимость уточнения экспериментальных данных.

Библиографический список

1. IEC 60079-11 Ed. 5.0: Explosive atmospheres – Part 11: Equipment protection by intrinsic safety «i».
2. ГОСТ 22782.5-78. Электрооборудование взрывозащищенное с видом взрывозащиты «Искробезопасная электрическая цепь». Технические требования и методы испытаний; Введ. с 01.01.80 – М.: Стандартиздат. – 1979. – 70 с.
3. ГОСТ Р 51330.10-99 Электрооборудование взрывозащищенное. Часть 11. Искробезопасная электрическая цепь «i»; Введ. С 01.01.2001 – М.: Госстандарт России. – 2000. – 118 с.

4. Valery P. Didenko Metoda szacowania możliwości zapłonu przez wyładowanie w obwodach iskrobezpiecznych // Innowacyjne i bezpieczne systemy mechanizacyjne do eksploatacji surowców mineralnych: KOMAG, Zakopane, 14-16. 11. 2006 r. tom 2, S. 5-9.

5. Диденко В. П. Современные подходы к оценке и обеспечению искробезопасности электрических цепей /Диденко В. П.// Уголь Украины. – 2007. - №9. – С. 39-42.

6. Ерыгин А. Т. Теоретические основы и обеспечение искробезопасности рудничного электрооборудования: дис.... докт. техн. наук/ Ерыгин А. Т. – М., 1987. – 495 с.

Надійшла до редколегії 17.04.2009

©Диденко В. П. , 2009

Харін С.А.

Дослідження часу операцій в горизонтальних виробках. Виконані дослідження витрат часу прохідницького циклу в горизонтальних виробках.

Будишевський В.О., Арсф'єв Є.М.

Порівняльний аналіз технологій очищення конвеєрних стрічок. Проведений порівняльний аналіз технологій очищення конвеєрних стрічок з використанням алгоритму, заснованого на методі багатокритерійної оптимізації.

Положий В.О., Марійчук І.Ф. Петренко Ю.А., Новіков А.О.

Спадковий напружено-деформований стан оболонки водяного акумулятора холоду. Викладені результати досліджень напружено-деформованого стану оболонки (поліетиленової плівки) водокрижаних акумуляторів холоду, які враховують товщину, кількість заморожувань і явище повзучості, що дозволило визначити кількість їх застосування у протитепловому одязі.

Павлиш В.М., Серьожніков С.С.

Дослідження параметрів спеціалізованого пристрою для автоматизації управління процесом нагнітання рідини у вугільний пласт. Розглядаються принципи побудови автоматизованої системи управління процесом зволоження вугільних пластів для боротьби з газом і пилом при підземному вуглевидобуванні.

Левіт В.В., Борщевський С.В., Суржко І.А.

Геолого-геомеханічні підходи до спорудження глибоких вертикальних стволів вугільних шахт Донбасу. Розроблений літолого-геомеханічний тренд умов кріплення вертикальних стволів вугільних шахт, який взаємопов'язує і об'єднує в систему літолого-геомеханічні і гірничотехнічні чинники.

Єхілевський С.Г., Голубєва О.В., Пяткін Д.В., Потапов В.Г., Дробішинець А.М., Міхайлов А.М.

Зв'язок щільності вірогідності з початковими моментами випадкової величини. Щільність вірогідності елементарного акту сорбції виражена через початкові моменти розподілу випадкової величини. В якості останньої виступає глибина проникнення домішки в шар сорбенту. Показано, що моменти розподілу є сімейством рекурентних часових поліномів. Співвідношення між поліномами зведене до співвідношення між їх коефіцієнтами. Записано точне рішення останнього через числа поєднань.

Шевцов М.Р., Калякін С.О., Купенко І.В., Рубльова О.І.

Дослідження руйнування гірських порід невибуховими матеріалами, що розширюються. Запропонований механізм руйнування твердого тіла за допомогою тривалодіючих статичних напружень. Отримані аналітичні залежності для розрахунку параметрів технології руйнування невибуховими сумішами, що розширюються.

Калякін С.О.

Горящі частки запобіжних вибухових речовин як джерело займання вибухонебезпечного середовища. При детонації заряду ВР утворюються горящі частки, які втягуються до руху продуктами вибуху, що швидко розширюються. Досліджені умови взаємодії горящих часток ВР з МПС під час вибуху відкритих зарядів і зарядів в каналній мортирі без забійки. Встановлені розміри горящих часток ВР, які можуть мати негативний вплив на антигрізутність.

Булат А.Ф., Усаченко Б.М., Сергієнко В.М. Ільяшов М.О., Кожушок О.Д., Агафонов А.В.

Рекомендації з використання «Технологічного регламенту підтримання повторно використовуваних виїмкових штреків комбінованими охоронними системами». Приведені рекомендації з використання галузевого документа по вибору засобів кріплення виїмкових штреків шахт Донбасу.

Ярослав Бродни

Викиди породи на вугільних шахтах Польщі. Викиди породи є однією з головних проблем у вугільній промисловості Польщі. У статті наведені статистичні дані про викиди гірської породи за останні 24 роки і проаналізовані їх наслідки.

Костенко В.К., Шафоростова М.М.

Подолання проблем вугільної галузі шляхом модернізації виробництва на основі збалансованого технологічного і еколого-економічного розвитку. Сформульовані і класифіковані проблеми розвитку вугільної галузі України. Запропоновані напрями подолання цих проблем на основі впровадження технологій комплексного використання ресурсів надр. Показані переваги впровадження комплексного підходу, раціонального надровикористання і ресурсозбереження з технологічної і еколого-економічної точок зору.

Касьян М.М., Петренко Ю.А., Новіков А.О., Шестопапов І.М.

Про деформацію масиву навколо підготовчих виробок з анкерним кріпленням. У статті описані результати натурних спостережень за зсувами породного масиву, що вміщує підготовчі виробки з анкерним кріпленням.

Маріан Турек

Деякі аспекти використання методу сценаріїв для створення стратегій ефективної роботи вугільних підприємств. Рентабельність вугільного підприємства залежить від багатьох природних, технологічних та економічних чинників. Для адаптації підприємств до навколишніх умов необхідна розробка нових стратегій. Для створення подібних стратегій та їх оновлення автор пропонує використовувати метод сценаріїв.

Трофимов В.О., Булгаков Ю.Ф., Кавєра О.Л., Харьковский М.В.

Кордони гірничої виробки. В статті розглядається понятійний апарат пов'язаний з формулюванням другого закону вентиляційних мереж для підземних споруд.

Трофимов В.О., Харьковской М.В., Кавєра О.Л.

Властивості шахтної вентиляційної мережі. В статті розглядаються закономірності змін розподілу витрат повітря і депресії у вентиляційній мережі внаслідок виникнення вентиляційного збурення. Властивості вентиляційної мережі розглядаються як загальні засади регулювання розподілу повітря в розгалужених вентиляційних мережах.

Стукало В.А.

Аналіз змісту проекту стандарту «Прогнозування і нормалізація теплових умов у вугільних шахтах» і рекомендації щодо його вдосконалення. У статті наведено аналіз змісту проекту стандарту України «Прогнозування і нормалізація теплових умов у вугільних шахтах», розробленого інститутом МакНДІ, відмічені недоліки і вказані шляхи їх усунення.

Ніколін В.І., Подкопєєв С.В., Худолєй О.Г., Капустін А.А., Тюрін Є.А.

Доцільність виїмки вугілля на великих глибинах в зонах віджимання. У статті обґрунтовується необхідність виїмки вугілля викиднебезпечних пластів в зонах віджимання. Розглядається реальний осадовий гірський масив як тріщинувато-пористе тіло, констатується, що на сучасних глибинах розробки значна глибина зони віджимання може представляти небезпеку травматизму від обвалення порід кривлі, особливо під час розробки крутопадаючих пластів.

Приходько С. Ю., Таранець Р. М.

Дослідження умов порушення рівноваги енергетичного балансу у гірському масиві. Запропонована математична модель, що описує поведінку гірського масиву під дією масових сил. Знайдені умови на параметри задачі, за яких можливі геотектонічні порушення.

Штагер О.А.

Проблеми раціонального використання земельних ресурсів Донецької області. Сучасна екологічна ситуація в Україні характеризується як кризова, що пов'язано з інтенсивним техногенним впливом на навколишнє природне середовище гірничодобувної, металургійної та хімічної промисловості. Інтенсивне використання надр та видобуток корисних копалин негативно вплинули на стан навколишнього середовища. Це призвело до появи соціальних, економічних та екологічних проблем. Сучасний стан земельних ресурсів України та Донецької області в цілому потребує удосконалення еколого-економічного механізму управління землекористуванням на підприємствах, що займаються відкритим видобутком корисних копалин. Цей механізм дозволить знизити забруднення, підвищити стійкість земельних відносин, збільшити прибуток за рахунок оптимізації використання.

Гуляєв В. Г., Китаєва С. А.

Дослідження віброактивності високонапірних насосних агрегатів з кривошипно-шатунними механізмами в приводі. Запропоновано методику дослідження віброактивності насосних агрегатів. Зроблено аналіз вібрацій, обумовлених нелінійною функцією положення кривошипно-шатунних механізмів, розглянуто напрями зниження їх віброактивності. Показана необхідність моніторингу технічного стану ВНА, відпрацювавших гарантійний ресурс.

Неклюдов М. В.

Напружений стан масиву порід навколо двох круглих незакріплених виробок мілкового закладання. Досліджується напружений стан масиву порід двох незакріплених виробок мілкового закладання. Для розв'язання задачі застосовується один з варіантів методу граничних елементів – метод фіктивних навантажень. Наведені результати розрахунків при зміні геометричних параметрів задачі.

Артамонов В. М., Камуз А. М.

Вивчення капілярних явищ для підтвердження властивостей поверхнево-активних речовин. Шляхом вивчення капілярних явищ досліджено процес вологопоглинання пористими матеріалами. Доведені: властивість поверхнево-активних речовин знижувати поверхневий натяг на межі розділу фаз, необхідність правильного орієнтування капілярів для підвищення змочування, постійність об'єму пористого тіла незалежно від розташування капілярів. Запропоновано створення методики визначення поверхнево-активних речовин у воді на основі проведених досліджень.

Улітін Г.М., Царенко С.М.

Вплив відхилень від номінальної форми профілю поперечного перетину обсадних труб на величину критичного тиску. Виконано аналіз ступеня впливу початкових осесиметричних неправильностей форми профілю поперечного перетину сталевих обсадних колон на її стійкість. Надані рекомендації до вибору кроку установки мембран усередині труб.

Кузик І.М

Оцінка ступеня екологічної небезпеки породних відвалів, що горять. У роботі пропонується метод оцінки екологічної небезпеки породних відвалів, що горять, та їх вплив на навколишнє середовище з урахуванням кількості шкідливих газів, що викидаються в атмосферу, особливостей форми породних відвалів та їх параметрів на прикладі одного з найкрупніших підрозділів Мінвуглепрому України.

Костенко Т.В., Мокош Л., Флейшингер М.

Оцінка в лабораторних умовах вибуховості флегматизованих азотом метаноповітряних сумішей. Наведені: методика випробувань, опис апаратури і результати випробувань в лабораторних умовах вибуховості флегматизованих азотом метаноповітряних сумішей.

Костенко В. К., Шевченко Е. В.

Розрахунок кількості метану, що виділяється з гірської маси, яку транспортують по очисній виробці. Розглянуто питання управління метановиделенням з гірської маси, що транспортують по шахтних виробках, в умовах інтенсивної відробки вугільних пластів, яка супроводжується посиленням надходження газу зі свіжим струменем в очисне вироблення, погіршенням безпеки й екологічної обстановки в шахті.

Мещанинов С.К.

До розробки термодинамічного критерію оцінки стійкості крівлі очисної виробки. Розглянуті сучасні проблеми забезпечення промислової безпеки ведення очисних робіт на вугільних шахтах України. Для підвищення надійності, ефективності і безпеки підземного видобутку вугілля запропоновано при моделюванні роботи вугільної шахти і розробці комплексу заходів розглядати очисний вибій вугільної шахти як складну технічну систему з послідовно поєднаними елементами.

Павлов Є.Є.

Дослідження форми і розмірів зони розвантаження порід навколо виробки методом ЕГДА. Методом електрогідродинамічних аналогій на електропровідному папері досліджені можливі варіанти розміщення зон розвантаження різної глибини і форми навколо виробки. Встановлено оптимальне розміщення розвантажувальних шпурів для повнішого і більш рівномірного розподілу розвантаженої зони по контуру виробки при послідовному підризанні декількох камуфлетних шпурів і з різною величиною зарядів ВР.

Бондаренко В.І., Ковалевська І.А., Симанович Г.А., Фомичев М.В.

Обґрунтування і дослідження просторової геомеханічної моделі зсунення навколо пластової виробки тонкошарового масиву слабких порід. Викладені результати дослідження НДС системи «порода-кріплення» з використанням у якості математичної основи обчислювального експерименту методу кінцевих елементів.

Чистюхин В.В., Чистюхина А.В.

Вдосконалення рятувальних робіт при підготовці довгих виїмкових ділянок. У статті пропонується технологія і технічні засоби рятування людей в тупикових виробках.

Алексєєнко С.О., Булгаков Ю.Ф., Чистюхин В.В., Шайхліслова І.А.

Підвищення ефективності функціонування багатоступінчатої системи рятування гірників при аваріях на шахтах. У статті наведено аналіз аварійності шахт України та засобів рятування гірників при аваріях і аварійних ситуаціях. Запропоновано нове технічне рішення поліфункціонального гірничорятувального комплексу для рятування робочих і безпечного ведення аварійно-рятувальних робіт при аваріях і аварійних ситуаціях в шахтах.

П. Прокоп

Застосування прогностичного методу “Експрес” для визначення залишковій газоносності шахти. У статті описується метод, який дозволяє легко, надійно і недорого визначити залишкову газоносність вугільної шахти. Запропонований метод “Експрес” дозволяє отримати необхідне значення залишкової газоносності набагато простіше, ніж іншими засобами, які в даний час застосовуються для цієї мети.

Шабасєв О.Є., Семенченко А.К., Степаненко О.Ю., Хіщенко М.В.

Оцінка ефективності прохідницького комбайна з інтелектуальною системою «управління-подача» виконавчого органу. Розроблена структура прохідницького комбайна як мехатронного об'єкту з інтелектуальною системою «управління-подача» виконавчого органу і обґрунтований критерій для оцінки її ефективності. Встановлено вплив прогнозу зміни режимних параметрів роботи на основні показники технічного рівня прохідницького комбайна.

Матлак Є.С., Рудакова Ю.Ю., Жилін М.В.

Когенерація нетрадиційних (альтернативних) теплових ресурсів гірничого виробництва. Розглянуто напрями когенерації нетрадиційних (альтернативних) теплових ресурсів гірничого виробництва (метану, шахтних вод, гірського масиву). Запропоновано варіанти їх реалізації з використанням теплових насосів у системі теплопостачання вугільної шахти.

Колеснікова В.В.

Порівняльні випробування водного і гелевого охолоджуючих елементів як засобів протитеплогового захисту організму. Проведені порівняльні випробування водного і гелевого охолоджуючих брикетів з метою вибору оптимального варіанту для створення економічних автономних систем охолодження організму. Вивчалася динаміка їх охолодження, порівнювалися такі їх показники, як маса, розмір, пластичність при негативних температурах та ін., проводився аналіз впливу відображуючого екрану і шару утеплювача на динаміку зміни і розподіл температурного градієнта охолоджуючих брикетів.

Диденко В. П.

Розрахункове визначення граничних запалюючих струмів індуктивних ланцюгів. Отримані розрахункові залежності граничного запалюючого струму від індуктивності і напруги індуктивного ланцюга для групи І (вугільні шахти), що дозволяють підвищити достовірність оцінки іскробезпеки. Дана порівняльна оцінка отриманих розрахункових і експериментальних залежностей, наведених в ГОСТ 22782.5 і ІЕС60079-11. Показана необхідність уточнення експериментальних даних.

ЗМІСТ

Харин С.А. Исследование времени операций в горизонтальных выработках.....	3
Будишевский В.А., Арефьев Е.М. Сравнительный анализ технологий очистки конвейерных лент.....	8
Положий В.О., Марийчук И.Ф., Петренко Ю.А., Новиков А.О. Наследственное напряженно-деформированное состояние оболочки водяного аккумулятора холода.....	12
Павлыш В.Н., Сережников С.С. Исследование параметров специализированного устройства для автоматизации управления процессом нагнетания жидкости в угольный пласт	20
Левит В.В., Борщевский С.В., Суржко И.А. Геолого-геомеханические подходы к сооружению глубоких вертикальных стволов угольных шахт Донбасса	26
Ехилевский С.Г., Голубева О.В., Пяткин Д.В., Потапов В.Г., Дробышинец А.Н., Михайлов А.Н. Связь плотности вероятности с начальными моментами случайной величины	30
Шевцов Н.Р., Калякин С.А., Купенко И.В., Рублева О.И. Исследование разрушения горных пород расширяющимися невзрывчатыми материалами	35
Калякин С.А. Горящие частицы предохранительных взрывчатых веществ как источник воспламенения взрывоопасной среды	41
Булат А.Ф., Усаченко Б.М., Сергиенко В.Н., Ильяшов М.А., Кожушок О.Д., Агафонов А.В. Рекомендации по применению «технологического регламента поддержания повторно используемых выемочных штреков комбинированными охранными системами»	49
Jaroslaw Brodny. Rock Bursts in Coal-Mines in Poland.....	59
Костенко В.К., Шафоростова М.Н. Преодоление проблем угольной отрасли модернизацией производства на основе сбалансированного технологического и эколого-экономического развития	63
Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Шестопалов И.Н. О деформировании массива в окрестности подготовительных выработок с анкерным креплением	70
Marian Turek. Some Aspects of Use of the Scenario Method for the Construction of a Strategic Plan of the Hard Coal Sector.....	77
Трофимов В.О., Булгаков Ю.Ф., Кавєра О.Л., Харьковский М.В. Кордони гірничої виробки.....	87
Трофимов В.О., Харьковой М.В., Кавєра О.Л. Властивості шахтної вентиляційної мережі	90
Стукало В.А. Анализ содержания проекта стандарта «Прогнозирование и нормализация тепловых условий в угольных шахтах» и рекомендации по его улучшению.....	96

Николин В.И., Подкопаев С.В., Худолей О.Г., Капустин А.А, Тюрин Е.А. Целесообразность выемки угля выбросоопасных пластов в зонах отжима	99
Приходько С. Ю., Таранец Р.М. Исследование условий нарушения равновесия энергетического баланса в горном массиве.	104
Штагер О.А. Проблеми раціонального використання земельних ресурсів Донецької області.	112
Гуляев В. Г., Китаева С. А. Исследование виброактивности высоконапорных насосных агрегатов с кривошипно-шатунными механизмами в приводе	117
Карлова В.В. Изучение запыленности и загазованности воздуха производственных помещений	125
Неклюдов М. В. Напружений стан масиву порід навколо двох круглих незакріплених виробок мілкового закладання.....	128
Артамонов В. М., Камуз А. М. Вивчення капілярних явищ для підтвердження властивостей поверхнево-активних речовин.....	134
Улитин Г.М., Царенко С.Н. Влияние отклонений от номинальной формы профиля поперечного сечения обсадных труб на величину критического давления.....	139
Кузык И.Н. Оценка степени экологической опасности горящих породных отвалов ГХК «Донецкуголь».....	144
Krzysztof Wodarski. Uncertainty of Information in Business Plans of Coal Companies in Poland.....	148
Костенко Т.В., Мокош Л., Флейшингер М. Оценка в лабораторных условиях взрывчатости флегматизированных азотом метановоздушных смесей.....	155
Костенко В. К., Шевченко Е. В. Расчет количества метана, выделяющегося из транспортируемой по участковым выработкам горной массы	163
Мещанинов С.К. К разработке термодинамического критерия оценки устойчивости кровли очистной выработки.....	170
Павлов Е.Е. Исследование формы и размеров зоны разгрузки пород вокруг выработки методом ЭГДА.....	176
Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Симанович Г.А., Фомичев В.В. Обоснование и исследование пространственной геомеханической модели сдвижения вокруг пластовой выработки тонкослоистого массива слабых пород.....	183
Чистюхин В.В., Чистюхина А.В. Совершенствование спасательных работ при подготовке длинных выемочных участков.....	191
Алексеев С.А., Булгаков Ю.Ф., Чистюхин В.В., Шайхлисламова И.А. Повышение эффективности функционирования многоступенчатой системы спасения горняков при авариях на шахтах.....	193

Павел Прокоп. Применение прогнозного метода “Экспресс” для определения остаточной газообильности шахты	200
Шабает О.Е., Семенченко А.К., Степаненко Е.Ю., Хиценко Н.В. Оценка эффективности проходческого комбайна с интеллектуальной системой «управление-подача» исполнительного органа	207
Матлак Е.С., Рудакова Ю.Ю., Жилин М.В. Когенерация нетрадиционных (альтернативных) тепловых ресурсов горного производства	218
Колесникова В.В. Сравнительные испытания водного и гелевого охлаждающих элементов как средств противотепловой защиты организма	228
Диденко В. П. Расчетное определение граничных воспламеняющих токов индуктивных цепей	233
Анотації	241

Наукове видання

**Вісті Донецького гірничого інституту
Всеукраїнський науково-технічний журнал
гірничого профілю (мовою оригіналу)**

Засновник — Донецький національний технічний університет (ДонНТУ)

Видавець — Донецький гірничий інститут при сприянні Донецького учбово-науково-виробничого гірничого об'єднання (ДУНВГО)

Адреса видавця: Україна, 83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, ДВНЗ «ДонНТУ»

Свідоцтво про державну реєстрацію друкованого засобу масової інформації: серія КВ №7378 від 03.06.2003.

Редакційна колегія: Є.О. Башков (головний редактор) та ін.

Відповідальний за випуск: С.В. Подкопаєв

Редагування, коректура, редакційно-технічне оформлення та комп'ютерна верстка: А.В.Зиль

Всі статті, що надійшли до редколегії, обов'язково рецензуються. Редакція залишає за собою право скорочувати та редагувати подані матеріали без впливу на їх науковий зміст.

Підписано до друку 29.05.2009. Формат 60×84 ¹/₈. Папір офсетний. Друк різнографічний. Ум. друк. арк. 20. Обл. вид. арк.19,23 Тираж 300 прим.

Надруковано в типографії РВВ ДВНЗ «ДонНТУ»
83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, Гірничий інститут, 9-й учбовий корпус
Тел.: (062) 301-03-04
Свідоцтво ДК №2982 від 21.09.2007.