

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

1'2008

ДОНЕЦЬК – 2008

УДК 622
В 53

Друкується за рішенням Вченої Ради державного вищого навчального закладу «Донецький національний технічний університет» (протокол № 5 від 20.06. 2008)

В 53 Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю / Гол. ред. Башков Є.О. — Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2008. — 228 с.

ISSN 1999-981X

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. (головний редактор), Александров С.М. (заст. головного редактора), Булгаков Ю.Ф. (заст. головного редактора), Шашенко О.М., Пілюгин В.І. (відповідальний секретар), Подкопаяев С.В., Усаченко Б.М., Касьян М.М., Гріщенко М.М., Садовенко І.О., Борщевський С.В., Костенко В.К., Мартякова О.В., Агафонов О.В., Саммаль А.С., Прокопов А.Ю.

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 р.

ISSN 1999-981X

© ДВНЗ «Донецький національний технічний університет», 2008

УДК 622.833.52.001.57

ШАШЕНКО А.Н., ЯНКО В.В., ПУСТОВОЙТЕНКО В.П. (Национальный горный университет)

ЧИСЛЕННОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ПРОТЯЖЕННОЙ ВЫРАБОТКИ

Одной из интересных задач геомеханики является исследование напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива в процессе сооружения горизонтальной одиночной выработки. Взаимодействие поля напряжений от забоя проводимой выработки и полей напряжений вокруг геологических структурных неоднородностей в породном массиве существенно влияет на ее устойчивость и технологию сооружения. Установление закономерностей изменения компонентов суммарного поля напряжений от геометрических и физических параметров структурных неоднородностей является актуальной научно-технической задачей.

Постановка задачи. Исследование процесса перемещения одиночной протяженной горизонтальной выработки в породном массиве в численном виде достаточно корректно можно выполнить только на основе объемной модели. Принимая во внимание то обстоятельство, что рассматриваемая задача должна быть упругопластической, численная модель представляется очень сложной, громоздкой. Интерпретация результатов вычислений при этом чрезвычайно затрудняется. В этой связи предлагается упрощенный подход к решению поставленной задачи, состоящий в следующем. За основу принимаются известные решения плоской упругопластической задачи о пересечении разрывного нарушения очистной выработкой (лавой) [1,2] и об упругопластической устойчивости протяженной одиночной горизонтальной выработки [3]. Ищется искусственное решение основной задачи, опирающееся на решении известных задач.

На рис. 1 показана расчетная конечно-элементная схема к исследованию плоскодеформированного упругопластического состояния породного массива в окрестности одиночной горизонтальной выработки. Размеры области массива в модели принимались равными 50x100 м, т.к. задача является симметричной.

В модели заданы следующие физико-механические параметры пород: модуль Юнга – E , коэффициент Пуассона – μ , предел прочности на одноосное сжатие – R_c , модуль сдвига – G , объемный вес пород – γ .

Выработка, размещенная в модели, имела арочную форму с шириной 4,5 м и высотой 3,2 м. По контуру выработки задавался отпор крепи.

Граничные условия имеют вид: вышележащий массив заменен вертикальной распределенной нагрузкой γH , где γ – средневзвешенный объемный вес вышележающих пород; H – глубина заложения выработки. По бокам модели задана нагрузка, равная $\lambda \gamma H$, где λ – коэффициент бокового распора (в расчетах принималось – $\lambda=1$).

Для того, чтобы обеспечить геометрическую неизменяемость расчетной схемы по нижней кромке модели заданы граничные условия в виде запрета перемещений по оси OY , со стороны выработки – запрет перемещений по оси OX .

На рис. 2 представлены результаты расчета для однородного породного массива. Для рассматриваемых условий относительная величина зоны неупругих деформаций $r_L=R_L/R_0$ получилась равной 2.25, где R_L – величина зоны неупругих деформаций, R_0 – полупролет выработки.

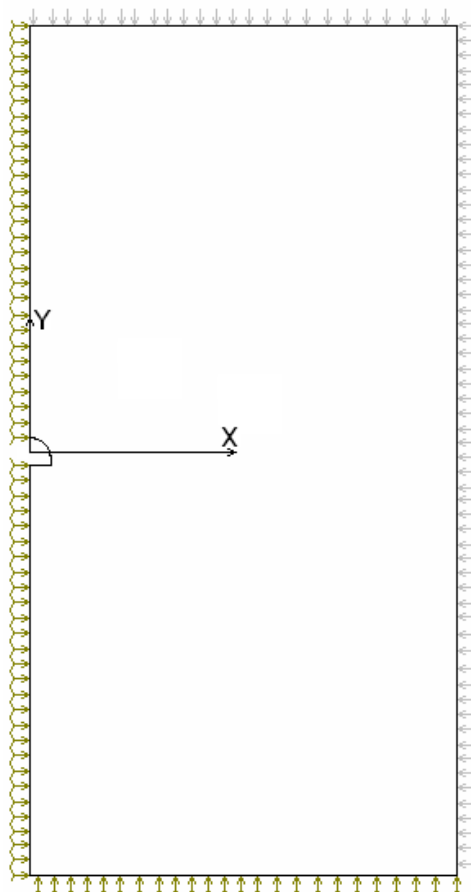


Рис. 1. Расчетная конечно-элементная схема к решению задачи в поперечном сечении

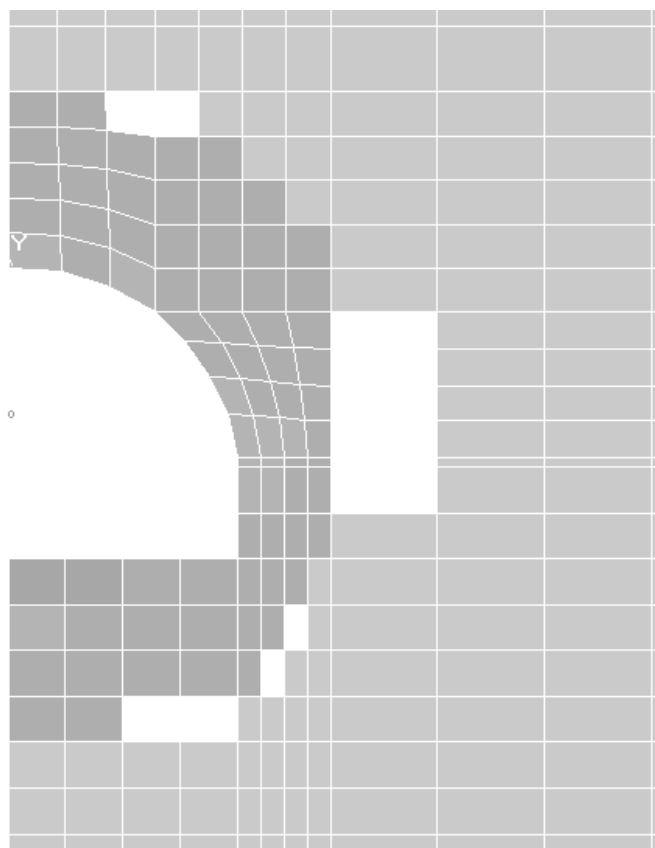


Рис. 2. Зона неупругих деформаций в поперечном сечении.

На рис. 3 показана расчетная конечноэлементная схема к исследованию упруго-пластического состояния породного массива в продольном разрезе той же выработки. Размеры области массива в модели принимались равными 200x200 м.

Моделируемое структурное нарушение дизъюнктив представляет собой сброс. Угол наклона дизъюнктива принят равный 75° . Выработка, вокруг которой исследуется устойчивость породного массива, проходит горизонтально, примерно, посередине по отношению к вертикали исследуемого массива. Высота и ширина выработки составляет 3,2м и 4,5м соответственно. По отношению к простиранию нарушенных пород, сброс является продольным.

Для реализации численной модели двадцатиметровая зона влияния вокруг дизъюнктива была разбита на 10 одинаковых по ширине частей, каждая из которой имела собственные физико-механические характеристики пород, изменяющиеся по линейному закону от его центра к краям.

На первом этапе решения задачи дизъюнктив находится на достаточно большом расстоянии от выработки, так что его влиянием можно пренебречь. Выработка моделируется вырезом прямоугольной формы длина которого увеличивается по мере продвижения забоя. Каждому конечному элементу в зоне ± 2 м от нарушения задаются свои физико-механические параметры.

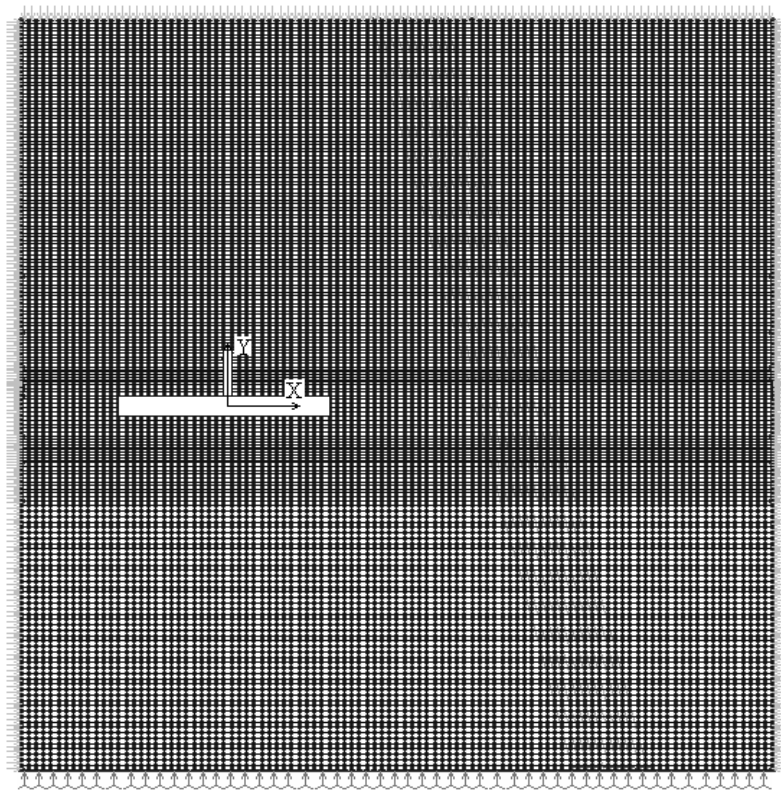


Рис. 3. Расчетная конечно-элементная схема задачи в продольном сечении

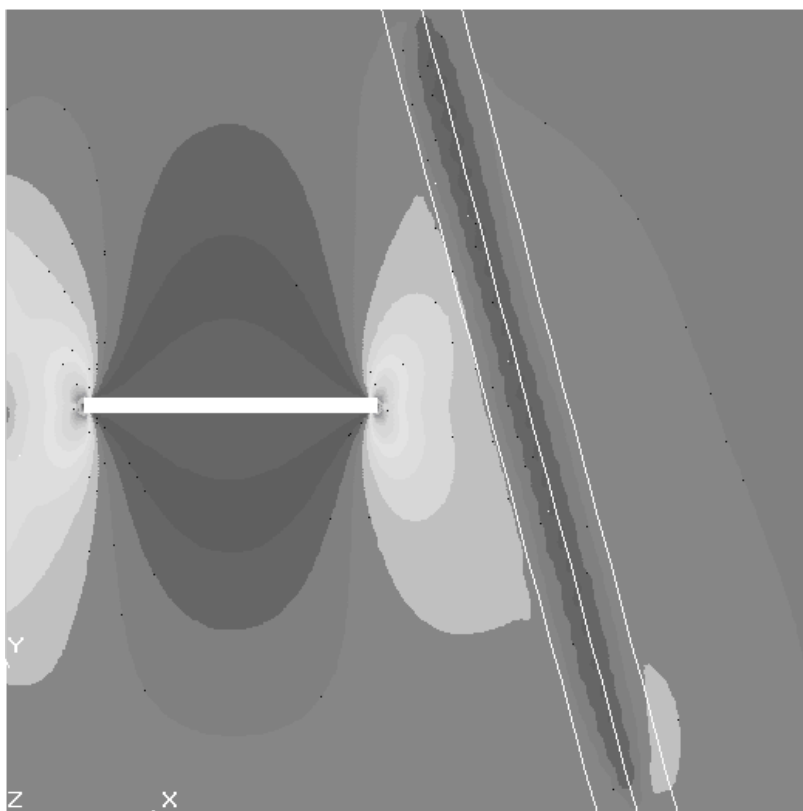


Рис. 4. Зона неупругих деформаций в продольном сечении

Сама расчетная схема (рис. 3) и соответствующая ей ЗНД отвечают условиям задачи плоской деформации для лавы.

В процессе расчета в каждом элементе определялись компоненты напряжений и перемещений. Величина эквивалентных напряжений устанавливалась по формуле [4]:

$$\sigma_3 = \frac{(\psi - 1)(\sigma_x + \sigma_y) + \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_x + \sigma_y)^2 + 4\psi(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 16\psi\tau_{xy}^2}}{2\psi}, \quad (1)$$

где σ_1, σ_3 – компоненты главных напряжений, ψ – коэффициент хрупкости, равный отношению предела прочности на растяжение к пределу прочности на сжатие.

Величина эквивалентных напряжений сравнивалась с пределом прочности массива в конкретном конечном элементе

$$\sigma_3 \leq R_c k_c \quad (2)$$

Элементы, в которых соотношение (2) не выполнялось, считались разрушенными.

Величина коэффициента структурного ослабления определялась по формуле [5]:

$$k_c = 1 - \sqrt{0,5\eta} \exp(-0,25\eta), \quad (3)$$

где η – коэффициент вариации прочности породного массива, определяемый по формуле [5]:

$$\eta = \sqrt{\frac{l_T + l_0}{l_T} (\eta_0^2 + 1)} - 1, \quad (4)$$

Здесь l_T – среднее расстояние между трещинами; l_0 – наибольший размер стандартного породного образца; η_0 – коэффициент вариации результатов испытаний стандартных породных образцов.

На рис. 4 показана зона неупругих деформаций в продольном сечении протяженной выработки.

Для того, чтобы конечноэлементная схема, изображенная на рис. 4, отвечала условиям плоской задачи применительно к одиночной выработке, к ее внутреннему контуру приложена некоторая фиктивная нагрузка q_ϕ на расстоянии l_3 от груди забоя (рис. 5) таким образом, чтобы образовавшаяся в этом случае зона неупругих деформаций в точности соответствовала бы размерам зоны неупругих деформаций предыдущей задачи (см. рис. 2). Длина зоны влияния забоя выработки равна

$$l_3 = 10R_0.$$

В результате исследований установлено, что фиктивная нагрузка должна быть распределена по закону параболы:

$$q_\phi = \Delta\gamma h(1 - x^2) \quad (5)$$

При $x = l - \delta = \Delta(1 - l^2)$.

Здесь Δ – некоторая часть от вертикальной нагрузки – γH

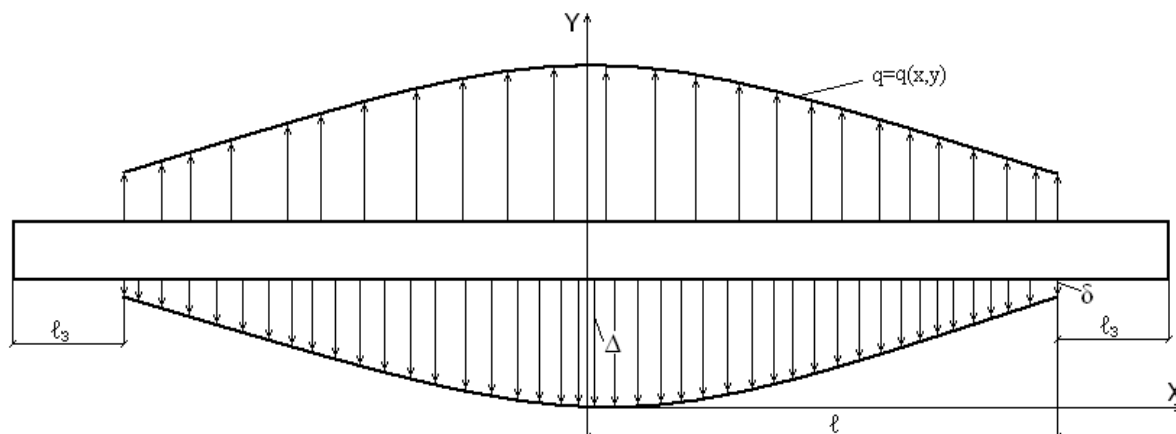


Рис. 5. Закон распределения фиктивной нагрузки q_f по контуру выработки

На рис. 6 показан график зависимости изменения величины Δ по мере увеличения длины выработки l .

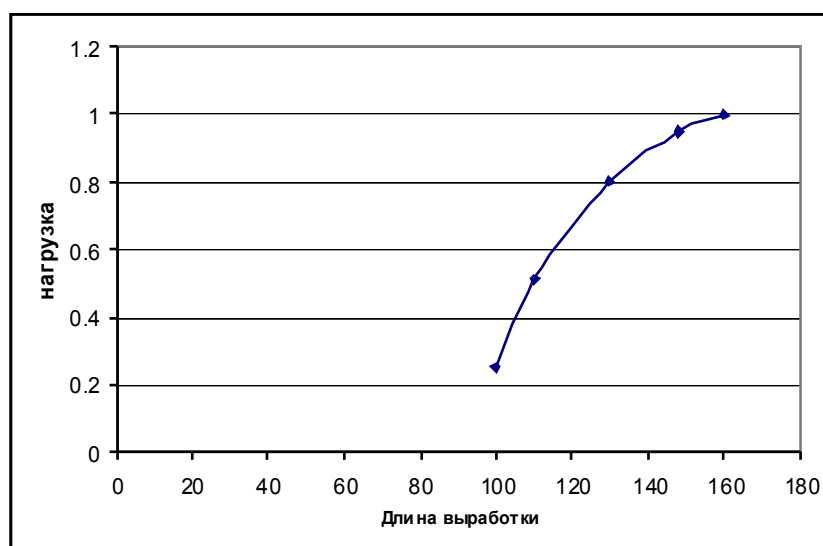


Рис. 6. График зависимости изменения нагрузки Δ от длины выработки l .

На рис. 7 показана зона неупругих деформаций в продольном сечении протяженной выработки после приложения фиктивной нагрузки.

Из рисунков следует, что размер ЗНД в случае исследуемого процесса перемещения одиночной выработки достаточно близко ($\pm 10\%$) соответствует размеру ЗНД, полученному входе решения задачи для одиночной выработки (рис. 7). Таким образом, изложенный подход может быть применен к исследованию определенного класса геомеханических задач.

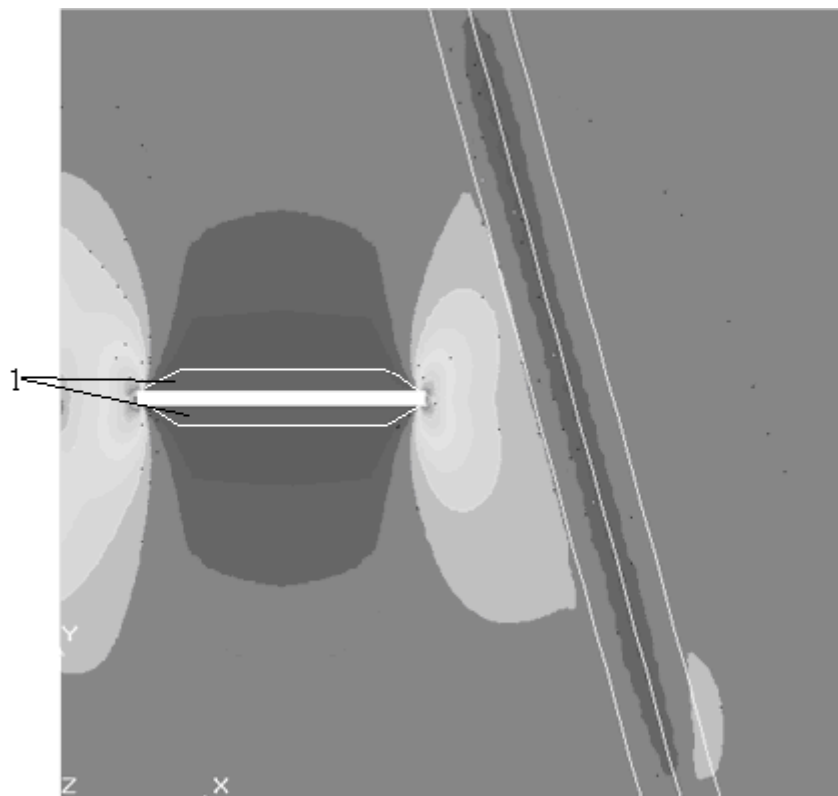


Рис. 7. Зона неупругих деформаций в продольном сечении протяженной выработки после приложения фиктивной нагрузки (1– ЗНД).

Выводы:

1. Установлено, что для численного моделирования в продольном сечении протяженной выработки к ее контуру необходимо приложить фиктивную нагрузку, которая по длине $2(\ell - \ell_3)$ выработки изменяется по закону параболы $q_f = \Delta\gamma h(1 - x^2)$.

2. Предложен метод численного моделирования процесса проведения одиночной протяженной горизонтальной выработки, приближающейся к структурному геологическому нарушению.

Библиографический список

1. Шашенко А.Н., Тулуб СБ., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики.-К.: Пульсари, 2001.- 243 с.
2. Сдвижкова Е. А., Татаринев А.А., Рубец Г.Т. Анализ статистических моделей распределения нагрузки на крепь горизонтальных протяженных выработок // Науковий вісник Національної гірничої академії.- 1998-№1.-С.40-41.
3. Шашенко А. Н., Гапеев С.Н. Численное решение упруго-пластической задачи применительно к устойчивости подземных выработок: Науковий вісник НГУ.– Дніпропетровськ: НГУ, 2007.– №12.
4. Шашенко А. Н., Пустовойтенко В. П. Механика горных пород: Підручник для ВУЗів. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с.
5. Шашенко А. Н., Сдвижкова Е. А., Кужель С. В. Масштабный эффект в горных породах: Монографія. – Д.:АРТ-ПРЕСС, 2004. – 132 с.

УДК 623.831

РУБИНСКИЙ А.А., БОНДАРЕНКО А.Д. (МакНИИ), ЯЙЛО В.В. (ДонНТУ)

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ СТРУГОВЫХ УСТАНОВОК НА ПЛАСТАХ ОПАСНЫХ ПО ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ

Приведены результаты анализа опыта применения струговой выемки выбросоопасных угольных пластов, на основании которого определены перспективы применения и основные направления ее совершенствования при сплошной и столбовой системах разработки.

Программой развития угольной промышленности на 2001-2010 гг. и, в перспективе, до 2030 года предусматривается увеличение добычи угля в Украине в 1,5-2 раза [1]. В настоящее время более 30% добываемого угля в Донбассе приходится на разработку пластов, опасных по газодинамическим явлениям (ГДЯ). Однако число наиболее производительных выбросоопасных шахтопластов мощностью более 1,3 м в ближайшие 10 лет будет уменьшаться, а разработку шахтопластов мощностью 1,3 м и менее предпочтительно осуществлять струговыми установками. Поэтому обеспечение безопасности струговой выемки наряду с разработкой и совершенствованием других способов и средств добычи угля на таких пластах является одной из современных проблем угольной промышленности.

Целью данной работы является анализ опыта выемки угля струговыми установками на выбросоопасных пластах за последние 30 лет и оценка правомерности оставления неизменными требований безопасности [2, 4, 5] к разработке выбросоопасных угольных пластов струговыми установками.

Для обеспечения безопасности разработки пластов, опасных по газодинамическим явлениям, МакНИИ разработан комплекс мероприятий, сущность которых изложена в нормативных документах [2, 3]. Составные части этого комплекса совершенствовались до 1989 г. по программам научно-исследовательских работ, принятых к выполнению еще при существовании СССР. Затем наблюдался некоторый перерыв в исследованиях, но требовалось уточнение многих параметров способов борьбы и технологии, так как с увеличением глубины работ характер проявлений ГДЯ существенно изменился.

Одним из наиболее безопасных способов добычи угля на выбросоопасных пластах, особенно на пластах мощностью до 0,8 м, является выемка угля струговыми установками без присутствия людей в лаве и на исходящей струе до места ее первого подсвежения (безлюдная выемка угля) [4, 5].

Данное направление формировалось поэтапно в течение 20-30 лет. По мнению специалистов при струговой выемке, уменьшение величины стружки до 6-10 см должно было привести к уменьшению вероятности проявления выбросоопасности. Реализация этой идеи на практике осуществлялась с использованием технологических схем разработанных с участием МакНИИ [8].

Технологическими схемами, предусматривалось, что на пластах мощностью менее 0,8 м выемка угля производится без выполнения способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа. Работа струга допускалась по всей длине лавы при отсутствии людей в лаве. При неустойчивой кровле допускалась выемка угля участками. Для пластов 0,8 м и более предусматривалось применение текущего прогноза и локальных противовыбросных мероприятий. При неустойчивой кровле также допускалась выемка угля участками, не менее 50 м каждый. Глубина выемки угля не более 0,7-0,8 м за цикл

подвигания забоя. Управление кровлей полным обрушением, выемка ниш – отбойными молотками или взрывным способом в режиме сотрясательного взрывания. При этом должна применяться система разработки длинными столбами по восстанию (падению) или простиранию без оставления межлавных целиков угля с прямоточной схемой проветривания. Свежий воздух должен подаваться по двум выработкам оконтуривающих выемочный столб, что обеспечивает в случае выброса нахождение людей на свежей струе.

В технологических схемах принят суточный режим работы с четырьмя сменами по шесть часов. Для очистных забоев, где выполняются способы предотвращения внезапных выбросов, две смены ведут выемку угля, во время других двух смен ведутся ремонтно-подготовительные работы и работы по прогнозу и предотвращению выбросов угля и газа. В очистных забоях, где способы предотвращения не применяют, на выемку угля отводится 2,5 смены, на ремонтно-подготовительные работы одна смена и 0,5 смены – на сотрясательное взрывание.

Обобщение исследований МакНИИ и анализ опыта применения выемки угля струговыми установками в период до 1977-1978 гг., выполненный под руководством В.И. Николина [6], позволил прийти к следующим выводам.

1. Выемку угля на пологих выбросоопасных пластах наиболее целесообразно осуществлять узкозахватными комбайнами по односторонней схеме и стругами, а на крутых пластах – щитовыми агрегатами.

2. Показана возможность возникновения выбросов угля и газа при струговой выемке угля, даже при отсутствии нарушения технологии выемки.

3. Систему разработки необходимо выбирать по комплексу факторов с учетом обеспечения безопасных условий труда и достижения высоких технико-экономических показателей.

4. Так как выбросы угля и газа происходят не мгновенно, то большое внимание следует обращать на их предупредительные признаки.

В настоящей статье рассматривается опыт отработки угольных пластов за период с 1977 г. по настоящее время. За этот период при выемке угля стругами или конвейеростругами произошло свыше 627 выбросов угля и газа. Большая часть выбросов произошла на шахтах: им. 60-летия Советской Украины, «Глубокая», «Социалистический Донбасс» при разработке пластов h_4, h_6, h_8 .

Так как мощность пластов на этих шахтах не превышала 0,8 м, в струговых лавах выемка угля осуществлялась по безлюдной технологии без применения противовыбросных мероприятий. Учитывался только фактор времени, необходимый для формирования безопасной зоны разгрузки, т.е. перерыв не менее 3-х часов между снятием полосок угля до 0,8 м, а также ограничение суточного подвигания лавы до 1,2-1,6 м, связанное с высокой газообильностью лав, необходимостью выполнения процессов крепления лавы, управления кровлей и передвижкой конвейера.

Указанное направление отвечало концепции повышения уровня охраны труда на угольных шахтах Украины, развиваемое МакНИИ в соответствии с постановлениями кабинета Министров Украины № 180 от 01.02.04 г. и № 939 от 06.07.02 г. [1]. Однако какие-либо научно-исследовательские работы по анализу опыта и совершенствованию струговой выемки угля не проводились. Поэтому требования к струговой выемке в неизменном виде вошли в СОУ [4].

На шахте им. 60-летия Советской Украины при разработке особо выбросоопасного пласта h_8 произошло 516 ГДЯ, из которых 313 произошло в лавах и 203 - в подготовительных выработках. Из 313 выбросов, происшедших в лавах, при работе струга произошло 247 выброса, остальные произошли при сотрясательном взрывании в верх-

них нишах и 10 - в подготовительных выработках при работе гидромонитора (АГС) и комбайна. При разработке пласта применялась в основном сплошная система разработки прямым ходом, парными штреками или с опережением очистного забоя забоем откаточного (конвейерного) штрека. При столбовой системе разработки произошло 22 выброса. При работе струга имел место смертельный травматизм вследствие нахождения людей в лаве при работе струга, т.е. нарушение основного требования – безлюдной выемки угля стругом.

На шахте "Глубокая" произошло 944 ГДЯ, из которых 435 произошло при разработке пласта h_{10} , 320 – пласта h_8 , 185 – пласта h_4 , 5 – пласта h_6 . В лавах произошло 238 ГДЯ, в том числе по пласту h_{10} - 22, по пласту h_8 - 117, h_4 - 121, а по пласту h_6 - ни одного. В лавах оборудованных стругами произошло 196 ГДЯ, из которых 121 – на пласте h_4 и 75 – на пласте h_8 . Основная система разработки столбовая. При проведении подготовительных выработок произошло 314 выброса по пластам h_4 и h_8 .

На шахте им. газеты «Социалистический Донбасс» (Заперевальня 2) произошло 530 выброса угля и газа, в том числе 101 – на пласте h_{10} , на пласте h_8 - 429. Горные работы пласта h_8 опережали на 1-2 этажа горные работы по пласту h_{10} . В основном на пласте h_8 применялась столбовая система разработки и струговая выемка угля. Из 429 выбросов, происшедших на пласте h_8 , 389 выбросов произошло в подготовительных выработках при производстве взрывных работ. В лавах произошло 40 ГДЯ, из которых 36 - при работе струга, четыре - при выемке угля комбайном. Выбросы в лавах происходили в следующих местах. В зоне ПГД – два ГДЯ, 21 – в геологических нарушениях, остальные произошли в зонах, отнесенных к зонам с повышенной выбросоопасностью, связанной с геологическими нарушениями. В восьми случаях были застигнуты люди. Зарегистрированы выбросы при «расклинивании» исполнительного органа струга, которые потребовали пересмотра технологии струговой выемки на этих пластах.

Всего на этих трех шахтах произошло 479 выбросов при выемке угля стругами, что составляет более 70% от всех ГДЯ, происшедших при работе стругов. Для разработки пластов применялись различные системы разработки: столбовые, сплошные и сплошные с опережением, комбинированные системы разработки, столбовые с расположением забоя по простиранию и выемкой угля по восстанию пласта. В основном шахтопласты разрабатывались как одиночные, так как отсутствовала над – или подработка этих пластов другими пластами. Однако были участки пластов, на которых при отработке имелось влияние на них выемки угля на одном или нескольких пластов в свите.

В целом по трем шахтам соотношение выбросов при столбовой и сплошной систем разработки 244:235 показывает, что опыт этих трех шахт может быть использован для решения многих задач горного производства, направленных на совершенствование техники и технологии добычи угля на выбросоопасных пластах с использованием струговых установок.

Наибольшее снижение выбросоопасности может быть достигнуто, когда 1, 3, 5 и т. д. ярусы (этажи) отрабатываются по сплошной системе разработки, а 2, 4, 6 и т. д. - по столбовой системе обратным ходом.

Разработка угольных пластов различной категории газодинамической опасности на этих шахтах (угрожаемые, выбросоопасные и особо выбросоопасные) показала, что «разведанность» горно-геологических условий при применении столбовой системы разработки всегда выше, чем при сплошной или комбинированной системах.

Опыт работы лав по сплошной системе разработки с опережением откаточного штрека на 100 м и более и применение столбовой системы разработки показали, что возникает трудность в поддержании штреков впереди и позади забоя лав. На этих участках штреки приходилось перекреплять более трех раз. Выбросы, происходящие при проведении штреков впереди лавы и при подготовке «столбов», затрудняли выемку угля в лавах из-за сложности переход пологостей выбросов.

Можно считать доказанным, что имеется влияние порядка отработки пластов в свите на проявление выбросоопасности на соседних пластах. Так, первоначальная отработка пластов h_{10} и h_8 на шахте «Глубокая» уменьшила проявление выбросоопасности на пластах h_6 и h_4 . Все четыре выброса на пласте h_6 произошли вне зоны влияния отработанных площадей угля на пластах h_{10} и h_8 , и на восточном участке лавы, примыкающего к Итальянскому надвигу с системой опережающих его трещин. Это позволило дифференцированно вести выемку угля в лаве. На части выемочного поля производилось определение безопасной глубины выемки по динамике газовыделения, а на остальной части и в опасных зонах, выявленных по динамике газовыделения и в зонах ПГД, – безлюдная выемка угля стругом.

На основании исследования проявления газодинамической опасности в различных частях лавы в 1972 году МакНИИ был сделан предварительный вывод о том, что проявления выбросоопасности при столбовой и сплошной системах разработки на пластах h_{10} и h_8 различны. При этом в 10 м лавы, примыкающих к штрекам (столбовая система) выбросы отсутствовали [9]. Данный вывод подтверждается и при выемке угля стругами. Однако распределение выбросов по длине очистного забоя при сплошной системе лава-штрек, когда вентиляционные и откаточные штреки проводились в целике угля, более равномерное, а при столбовых системах впервые имели место выбросы в 1-х и 10-х частях лав, примыкающих к ранее отработанным этажам (участкам).

Выполненный анализ опыта отработки пластов опасных по ГДЯ струговыми установками позволяет сделать следующие выводы.

Концевые участки лав при столбовых системах разработки менее опасны по газодинамическим явлениям по сравнению со сплошной системой.

Применение столбовой системы позволяет совмещать часть работы в штреке с работами в лаве, в том числе по выполнению региональных противовыбросных мероприятий, а также способствует снижению газообильности участка.

Пройденные заранее выработки позволяют разведать угольный массив, а в некоторых случаях и определить места возможных выбросов в лаве.

Уменьшению числа выбросов в лавах при столбовой системе разработки способствует отработка вышележащего и нижележащего этажей (ярусом) или панелей.

При столбовой системе разработки отсутствуют околоштрековые бутовые полосы, которые вызывают зависание кровли и повышенное напряжение в концевых частях лав.

Основное проявление выбросоопасности происходит при проведении подготовительных выработок, число выбросов угля и газа в них на порядок превосходит число выбросов в лаве при столбовой системе разработки, а при сплошной системе разработки число выбросов в лаве примерно равно числу выбросов в подготовительных забоях (опережающий штрек, нижняя и верхняя ниша).

С увеличением глубины разработки изменилось проявление выбросоопасности одиночных пластов. Стали возможными внезапные выбросы при расклинивании (освобождении) исполнительного органа, а также в пределах 10 - метровых зон, примыкающих к штрекам. В связи с чем, необходимы более детальные исследования проявления выбросоопасности в этих частях лав.

При столбовых системах разработки выбросы в основном происходит в зонах мелкоамплитудных геологических нарушений и в зонах ПГД, а при сплошных происходят выбросы и без наличия таковых зон.

Подготовительные работы при применении столбовой системы разработки необходимо совершенствовать с целью снижения интенсивности газодинамических явлений.

Библиографический список

1. **Украинский Уголь.** Программа развития угольной промышленности на 2001-2010 годы. – Газета «Сбойка» №№ 9,10 (55-56), сентябрь-ноябрь 2001 г. – 67 с.
2. **СОУ 10.1.00174088.011-2005** «Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям». – Макеевка-Донбасс, 2006. – 225 с.
3. **СОУ 10.1.00174088.011-2004.** «Правила ведения горных работ на пластах, склонных к внезапным выдавливаниям угля». – Киев, 2004. – 14 с.
4. **Инструкция** по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа. – М., «Недра», 1977. – 157 с.
5. **НАОП 1.1.30-5.06-89** «Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа». – М.: Ин-т горн. дела им. А.А. Скочинского, 1989. – 192 с.
6. **Николин В.И., Балинченко И.И., Симонов А.А.** Борьба с выбросами угля и газа в шахтах. – М., «Недра», 1981. – 300 с.
7. **Опыт безопасной** и эффективной отработки пластов, склонных к внезапным выбросам угля и газа /Ю.К. Батманов, Л.Ф. Бахтин, И.Д. Гелюх, И.Е. Дробнов, И.А. Гайнутдинов, В.Г. Мукотел, Н.К. Таругута: Экспресс-информ. ЦНИЭИуголь, ЦБНТИ Минуглепрома УССР. – М., 1980. – 30 с.
8. **Технологические схемы** разработки пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа. – М., ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. – 256 с.
9. **Божко В.Л., Симонов А.А.** Значение горнотехнических факторов при разработке выбросоопасных угольных пластов. – Борьба с газом, пылью и выбросами в угольных шахтах. Вып. 10. – Макеевка-Донбасс. – 1974. – С. 171-176.

© Рубинский А.А., Бондаренко А.Д., Яйло В.В., 2008

УДК 622. 011. 43+519. 2

МЕЩАНИНОВ С.К. (Национальный горный университет)

К РАЗРАБОТКЕ АЛГОРИТМА РАСЧЕТА УСТОЙЧИВОСТИ ПРИКОНТУРНОЙ ОБЛАСТИ МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ВЫСОКОНАГРУЖЕННУЮ ЛАВУ

Запропоновано та описано алгоритм розрахунку стійкості приконтурної області гірського масиву, вміщуючого високонавантажену лаву. Показано, що найбільш достовірний результат має бути одержано при використанні у якості інформативного параметру ентропії порід приконтурної області

Введение. По данным работы [1], большинство приборов, применяющихся в настоящее время для измерения интенсивности взаимодействия механизированной крепи с боковыми породами - механического типа, обработка данных с которых основана на оценке средних величин просадки и изменении давления в гидравлических стойках

крепи за определенные промежутки времени. Фактическое опускание кровли состоит из последовательных скачков, различающихся по величине и длительности действия. Величины скачков опускания определяются движущейся массой пород кровли, характеризующей короткоживущую динамическую систему. Такое «взвешивание» пород кровли с использованием механизированной крепи возможно только во время переходных динамических процессов при скольжении пород по линиям раскрытых трещин. В эти моменты давление на крепь представляет собой суперпозицию сил веса и реактивных сил инерции пришедших в движение пород кровли, которым противодействует сила трения скольжения, возникающая между блоками при движении последних и сопротивление крепи.

Системы отработки подземных месторождений полезных ископаемых с оставлением незакрепленных обнажений горных пород всегда сопряжены со значительной опасностью по фактору «обрушения пород из кровли». Особую опасность в этом смысле представляют высоконагруженные лавы с неустановившимся распределением горного давления в рабочем пространстве лавы, в котором рабочим приходится находиться в течение длительного времени.

По данным работы [2], одной из основных причин недостаточной эффективности использования очистных механизированных комплексов является аварийность механизированных крепей, сопровождающаяся зажатием нежестко секций и стоек, деформациями и разрушением перекрытий и оснований секций крепей, разрушением и потерей связности пород непосредственной кровли в призабойном пространстве и проникновением разрушенных пород под крепь. Ручная уборка этой породы и погрузка её на конвейер связаны со значительным ростом трудоемкости и снижением нагрузки на забой, а транспортирование породы забойным конвейером приводит к его быстрому выходу из строя.

В настоящее время на шахтах с производственной мощностью около 1 млн т в год для обеспечения их жизнедеятельности необходимо поддерживать от 60 до 150 км горных выработок различного назначения. При этом требования к сохранению устойчивости для различных выработок весьма отличаются друг от друга, как по времени сохранения устойчивости, так и по надежности. Непосредственно в рабочем пространстве лавы долговременная устойчивость не нужна, т.к. обычно принимается один из двух вариантов управления кровлей: полное обрушение, либо плавное опускание. При отработке высоконагруженной лавы, как правило, применяется полное обрушение. С другой стороны, эксплуатация высоконагруженной лавы, как показала практика, приводит к повышению устойчивости кровли в лаве. В то же время, вследствие высоких скоростей подвигания высоконагруженных лав, усиливаются динамические процессы во всем вмещающем их массиве, что влечет за собой увеличение количества не только обрушений кровли, но и возникновение различных ГДЯ (вывалы, обрушения, выбросы и т. д.). Таким образом, под потерей устойчивости здесь необходимо понимать возникновение ГДЯ.

ГДЯ в отдельно взятой выработке обуславливает, как правило, нарушение функционирования, как минимум, добычного участка, что при эксплуатации высоконагруженной лавы приводит к значительно большим экономическим издержкам, в сравнении с отработкой обычной лавы. В таких условиях определение вероятности развязывания ГДЯ в приконтурной области массива представляется весьма актуальной научно-прикладной задачей.

Постановка задачи. Существующие системы контроля за геомеханическим состоянием горного массива, в основном, охватывают большие площади обнажений. Для их функционирования требуется большое количество ручных операций, что исключает их использование непосредственно в забое рабочими без присутствия специально под-

готовленного наблюдателя. Выбор некоторого осредненного опорного значения физического параметра, используемого в системе контроля и взятого за эталон ненарушенного массива при значительной неоднородности горного массива может привести к аварийному обрушению всей кровли или её части.

В работе [3] описан электрометрический прибор, способный в автоматическом режиме последовательно опрашивать контролируемый участок кровли, и в случае нарушения её сплошности, сигнализировать о факте и местонахождении опасности.

Принцип работы прибора основан на текущем определении электрического сопротивления участка горного массива (R_i), сравнении его с начальным электросопротивлением (R_o), характеризующим устойчивый массив, автоматического расчета величины коэффициента потери сплошности (коэффициент устойчивости) $K_y = R_i/R_o$. В случае превышения K_y некоторой величины, характеризующей неустойчивое состояние пород, прибор выдает соответствующий сигнал. Использование такого прибора предполагает установку многоэлектродных прижимных устройств в месте проведения работ.

Такой подход применим, в основном, к электропроводным горным породам. Для неэлектропроводных необходимых пород наиболее предпочтительно измерять диэлектрическую проницаемость ϵ и тангенс угла диэлектрических потерь $tg \delta$ [4, 5].

Основная часть. В работе [6] установлена взаимосвязь скорости изменения энтропии породного обнажения и его устойчивости. Выбор энтропии в качестве информативного параметра объясняется тем, что её величина непосредственно измерена быть не может, а вычисляется через другие физические параметры, контроль которых в данных конкретных условиях наиболее прост и точен. С другой стороны, энтропия, как термодинамическая величина, отражает своим изменением эволюцию материала без необходимости анализа микроструктурных изменений в нем. То есть, на сегодняшний день, задача контроля устойчивости породных обнажений, в определенной степени, сводится к выбору физического параметра, величину которого в данных условиях можно контролировать с наибольшей точностью и простотой, и сравнении изменения его величины с изменением энтропии, которая в данном случае выступает в качестве эталонной физической величины, отвечающей за адекватность выбора физического параметра. В случае неадекватности закономерности изменения выбранного физического параметра и энтропии, производят те же исследования с другим физическим параметром.

На рис.1 представлена блок-схема алгоритма расчета долговременной устойчивости приконтурной области массива горных пород при эксплуатации высоконагруженной лавы.

Рассмотрим его подробнее.

1. Выбор контролируемого физического параметра горной породы. На основе знания физических свойств пород приконтурной области, а также конкретных условий проведения натуральных измерений выбирают физический параметр породы, который в данном случае можно будет измерять с наибольшей простотой и точностью. Таким параметром для электропроводящих или обводненных горных пород целесообразнее измерять диэлектрические параметры - относительную диэлектрическую проницаемость ϵ и тангенс угла диэлектрических потерь $tg \delta$. При использовании изолированных (бесконтактных) датчиков в некоторых случаях можно осуществлять контроль диэлектрических параметров и у электропроводных пород. Возможен также выбор другого физического параметра для осуществления контроля, например, акустический контроль.

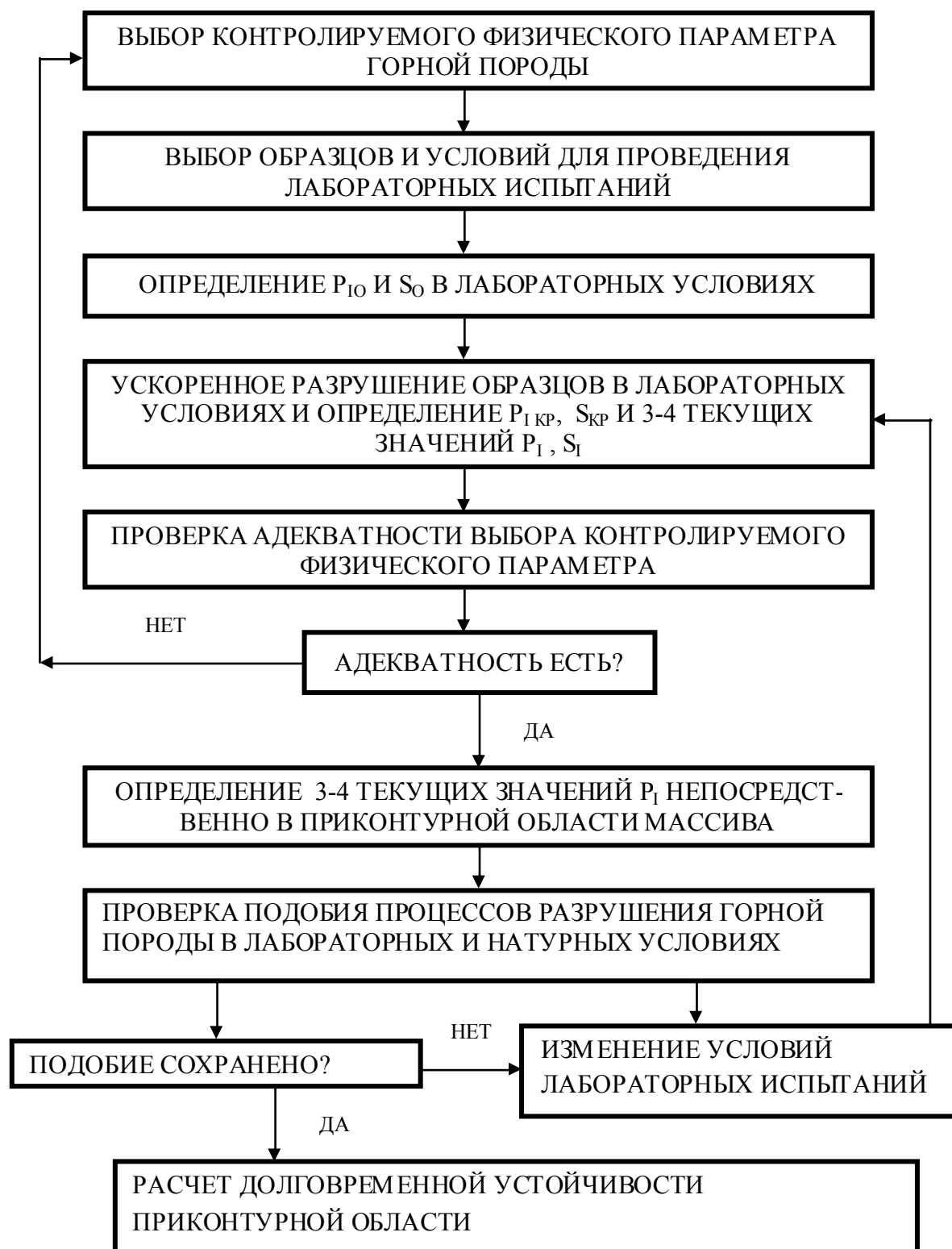


Рис. 1. Блок-схема алгоритма расчета устойчивости приконтурной области массива горных пород при эксплуатации высоконагруженной лавы

2. Выбор образцов и условий для лабораторных испытаний. В соответствии с выбранным физическим параметром контроля выбирают тип и размеры образцов для

испытаний. Обычно это призматические образцы, которые разрушают в условиях, качественно подобных тем условиям, в которых будет происходить разрушение элементов приконтурной области массива. Один из вариантов таких испытаний - разрушение образцов горной породы в режиме одноосного циклического нагружения показан на рис. 2, а датчики контроля диэлектрических свойств горных пород показаны на рис. 3.

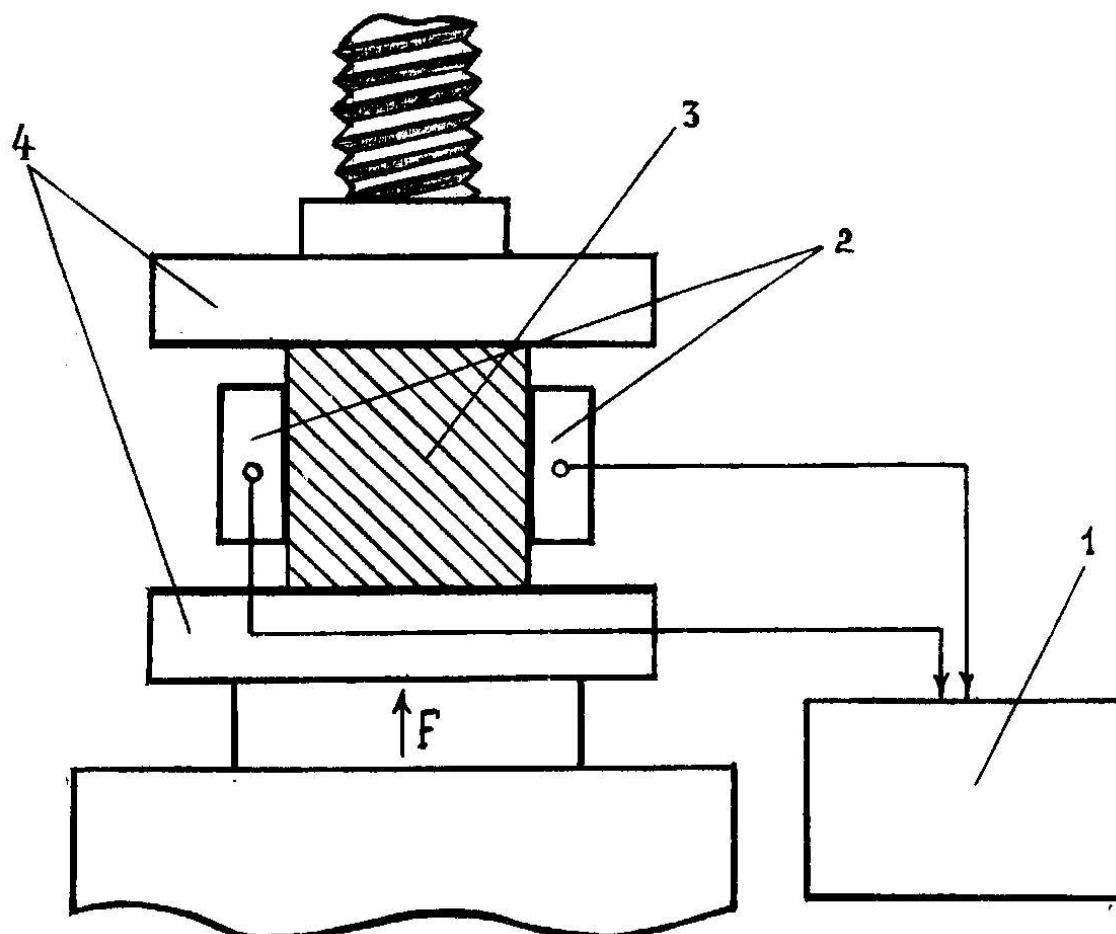


Рис. 2. Схема лабораторных исследований образца горной породы для расчета устойчивости приконтурной области массива: 1 – измерительная аппаратура; 2 – датчики контроля эволюции материала образца; 3 – образцы горной породы; 4 – плиты прессы

3. Определение P_{io} и S_o в лабораторных условиях. Перед началом испытаний измеряют начальное значение выбранного диагностического параметра P_{io} и определяют начальное значение энтропии горной породы S_o .

4. Ускоренное разрушение образцов в лабораторных условиях и определение $P_{икр}$, $S_{кр}$ и 3-4 текущих значений P_i , S_i . Образец, извлеченный из наиболее опасного с точки зрения потери устойчивости участка приконтурной области массива разрушают в ускоренном (форсированном) режиме в условиях нагружения, качественно подобных тем, в которых находится приконтурная область массива. Периодически определяют значения P_i и S_i вплоть до разрушения образца. Значения P_i и S_i , определенные непосредственно перед разрушением считают критическими: $P_{икр}$ и $S_{кр}$.

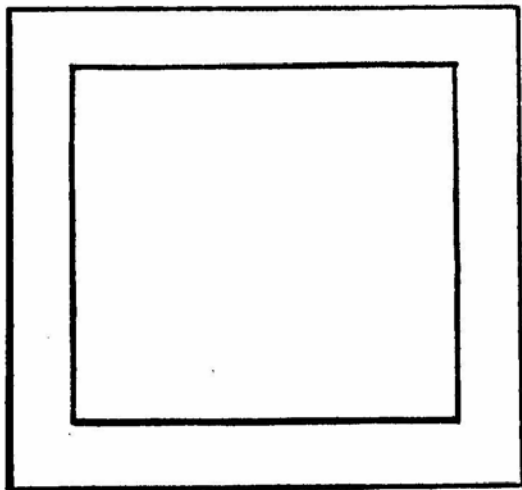
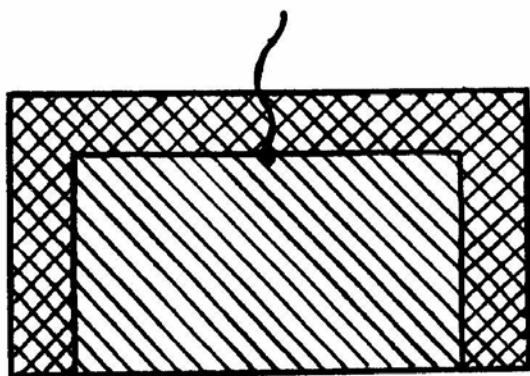


Рис. 3. Накладной емкостной датчик для измерения диэлектрических параметров образцов горных пород



Для правильной оценки величины интервала между измерениями P_i , необходимо хотя бы приблизительно знать долговечность образца при заданном режиме нагружения. Для этого необходимо провести пробный эксперимент, который заключается в разрушении образца в лабораторных условиях при разных режимах нагружения с целью определения времени до разрушения.

5. Проверка адекватности выбора контролируемого физического параметра. Полученные текущие значения P_i и S_i аппроксимируют к известной функциональной зависимости с помощью, например, метода наименьших квадратов [7]. Сравнивают полученные таким путем аналитические зависимости P_i и S_i от времени нагружения (степени поврежденности) образца. В случае совпадения их вида есть адекватность выбора контролируемого физического параметра.

5. Определение 3-4 текущих значений P_i непосредственно в приконтурной области массива. В приконтурной области массива

размещают датчики, с помощью которых производят последовательные измерения контролируемого физического параметра P_i .

6. Проверка подобия процессов разрушения горной породы в лабораторных и натуральных условиях. Эту проверку производят в 2 этапа.

Во-первых, сопоставляют результаты аппроксимации 3-4 текущих измерений P_i в лабораторных и натуральных условиях. При совпадении вида этих аналитических зависимостей, считают, что подобие сохранено.

Во-вторых, необходимо провести проверку эквивалентности лабораторного и натурального режимов нагружения. В соответствии с данными работы [8], энтропия представляет собой наиболее объективную меру накопленных повреждений. Два указанных процесса разрушения в соответствии с работой [8] будут подобными, если выполняется равенство

$$S(t_1, \xi_1) = S(t_2, \xi_2) \quad (1)$$

где t_i – время до разрушения образца в режиме ξ_1 (лабораторные условия); t_2 – продолжительность сохранения устойчивости приконтурной области в режиме ξ_2 (натурные условия).

Несколько иначе условие (1) можно сформулировать следующим образом [8]. Два процесса разрушения являются эквивалентными (подобными), если они вызывают в образце горной породы и в приконтурной области массива одинаковое приращение необратимой составляющей энтропии. Тогда (1) может быть переписано в виде:

$$\int_0^{t_y} \dot{S}(\xi_y, t) dt = \int_0^{t_y} \dot{S}(\xi_n, t) dt \quad (2)$$

где $\dot{S}(\xi_y, t)$, $\dot{S}(\xi_n, t)$ – скорости роста необратимой составляющей энтропии в ускоренном и натурном режимах.

По аналогии с результатами работы [8] введем коэффициент ускорения:

$$k = \dot{S}(\xi_y, t) / \dot{S}(\xi_n, t). \quad (3)$$

Тогда:

$$t_y = t_n / k. \quad (4)$$

В случае сохранения подобия, производят расчет долговременной устойчивости приконтурной области. Если подобие не сохранено, изменяют условия лабораторных испытаний.

7. Расчет долговременной устойчивости приконтурной области.

Его производят по формуле, полученной автором в работе [9]:

$$t = \frac{\ln(S_* / S_0)}{k_s}, \quad (5)$$

где t – время сохранения устойчивости приконтурной областью; S_* и S_0 – соответственно критическое и начальное значения энтропии пород приконтурной области; k_s – скорость изменения (роста) энтропии.

Величина k_s определяется путем пересчета в единицы энтропии результатов периодических измерений выбранного физического параметра непосредственно пород приконтурной области.

Библиографический список:

1. Михайлов Г.А. Оценка состояния массива горных пород при подземной разработке полезных ископаемых с применением механизированных крепей /5-й Всесоюзный семинар по горной геофизике. Телави, 30 окт.-2 ноября 1989, ч.2 – С.164 – 166.
2. Яковлев Н.И. Практические способы определения тяжести проявлений горного давления и контроля несущей способности механизированных крепей //Экспресс-информ. ЦНИЭИуголь. – М., 1978. – 36с.
3. Хемичкий Н.Н., Котлярский А.И., Лукашенко Л.К. Автоматический прибор текущего контроля потери сплошности горного массива КПС-1 /5-й Всесоюзный семинар по горной геофизике. Телави, 30 окт.-2 ноября 1989, ч.2 - С. 79 – 81.
4. Касьянов В.А. Исследование и разработка электроемкостного метода измерения трещиноватости пород вокруг горных выработок /Автореф. дис... канд. техн. наук, Алчевск, 1977. – 20 с.
5. Артемов А.В., Беликов В.В. О возможности прогноза выбросопасности углей по их диэлектрическим свойствам //Уголь Украины. – 1979. – № 6. – С.39 – 40.
6. Бондаренко В.И., Зорин А.Н., Грядущий Ю.Б. и др. Закономерность изменения устойчивости породных обнажений при периодических нагрузках. Открытие № 151, 2000 //Сб.научных открытий. – М.-СПб, 2000. – С.17 – 18.
7. Статистические методы в экспериментальной физике /В.Идье, Д.Драйард, Р.Джеймс и др. – М.: Мир, 1976. – 335с.
8. Переверзев Е.С. Модели накопления повреждений в задачах долговечности. – К.: Наук. думка, 1995. – 360с.
9. Мещанинов С.К. Исследование механизма поведения кровли с использованием пространственно-временного показателя её устойчивости //Геотехническая механика. - Днепропетровск. – 2003. – № 41. – С.120 – 127.

© Мещанинов С.К., 2008

УДК 622.281.74

ШАШЕНКО А.Н., ГАПЕЕВ С.Н., СОЛОДЯНКИН А.В., ПУСТОВОЙТЕНКО В.П. (Национальный горный университет)

ИССЛЕДОВАНИЕ БОЛЬШИХ ДЕФОРМАЦИЙ В ПОЧВЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Приведены результаты лабораторного и численного моделирования геомеханических процессов в условиях приводящих к вспучиванию пород почвы выработок. Качественные и количественные результаты моделирования сопоставлены с данными шахтных исследований.

Введение

Многочисленные шахтные исследования показывают, что геомеханические процессы в окрестности выработки по мере удаления забоя развиваются одинаково. При этом имеются три отличающиеся уровня напряженно-деформированного состояния.

Первый уровень – это уровень упругих деформаций. Ему соответствует наибольшая потенциальная энергия системы «массив-выработка-крепь» и наименьшие перемещения контура выработки. На втором уровне значительная часть потенциальной энергии системы расходуется на разрыв структурных связей, разупрочнение и разрыхление приконтурного массива. При этом вокруг выработки образуется область пластических (неупругих) деформаций (ЗНД) таких размеров, которые обеспечивают статическое равновесие системы «массив-выработка-крепь».

В силу влияния ряда факторов (недостаточная несущая способность крепи, снижение прочности приконтурных пород из-за процессов выветривания и др.) может возникнуть незатухающий процесс развития деформаций в ЗНД. Если крепь или принятые меры охраны выработки не позволяют стабилизировать развитие деформаций, то при достижении некоторых критических размеров ЗНД происходит относительно быстрый переход системы со второго энергетического состояния на третий, характеризующийся наличием аномально больших перемещений на контуре выработки - вспучиванием пород почвы (уровень 3). Этот процесс называется потерей упругопластической устойчивости массива.

Аналитические исследования

В [1] поставлена и решена задача о потере упругопластической устойчивости приконтурного массива, приводящей к вспучиванию пород почвы (рис. 1). В результате получен критерий вспучивания в виде:

$$\bar{\varepsilon}_v r_L^{*2} \ln^2 r_L^* + 2 = 0 \quad (1)$$

где $\bar{\varepsilon}_v$ – среднее значение относительного увеличения объема пород в пределах ЗНД, r_L^* – относительный критический радиус ЗНД.

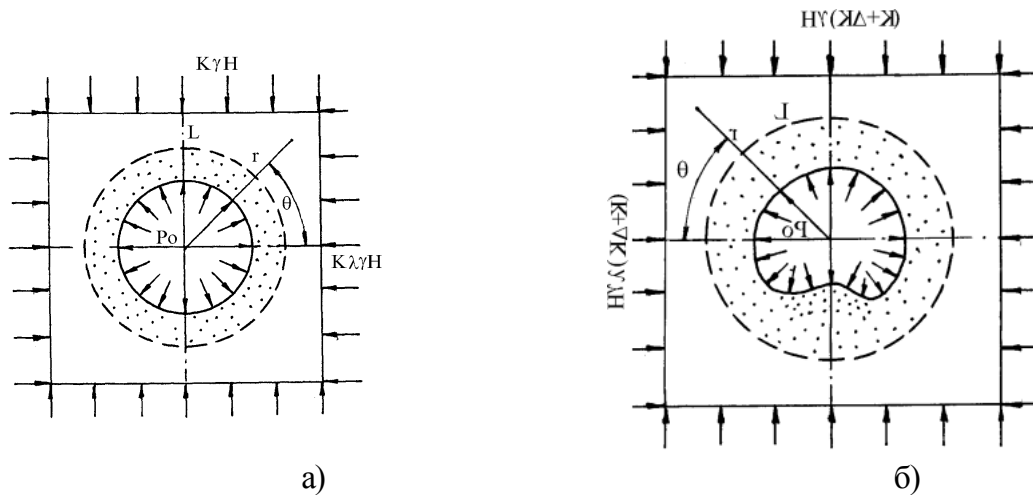


Рис. 1. Расчетная схема к решению задачи о потере упругопластического равновесия приконтурного массива: а – исходное состояние системы; б – возмущенное состояние.

Выражение (1) определяет возможность перехода породного массива вокруг выработки из одного устойчивого равновесного состояния в другое, сопровождающееся вспучиванием пород почвы. Физическая суть его состоит в следующем. В процессе неупругого расширения пород в замкнутом объеме с жесткими внешними размерами ($r = r_L$) происходит перемещение внутреннего контура ($r = l$). До тех пор, пока эти перемещения не достигнут некоторой критической величины, внутренний контур сохраняет первоначальную форму. При достижении же критических значений перемещений происходит резкое искажение формы внутренней границы, сопровождающееся уменьшением уровня потенциальной энергии в приконтурной зоне и большими перемещениями на контуре выработки. В случае если выражение (1) меньше нуля, то в выработке произойдет вспучивание почвы. Связь между величинами, входящими в (1), аппроксимируется выражением:

$$r_L^* = 1 + \bar{\varepsilon}_v^{-0.4} \quad (2).$$

Лабораторные исследования закономерностей деформирования породного массива в окрестности выработки



Рис. 2. Стенд для плоского моделирования

Эффективность тех или иных мер борьбы с пучением пород во многом зависит от того, насколько принятые модели соответствуют реальной природе процесса. Важные результаты можно получить с помощью различных методов моделирования.

В основе большинства представлений о механизме пучения лежит предпосылка о незначительной глубине зоны сдвижения пород в основании выработки. Исходя из этого, целый ряд способов борьбы с пучением оказался неэффективным. Между тем, ряд результатов исследований свидетельствует об иных параметрах.

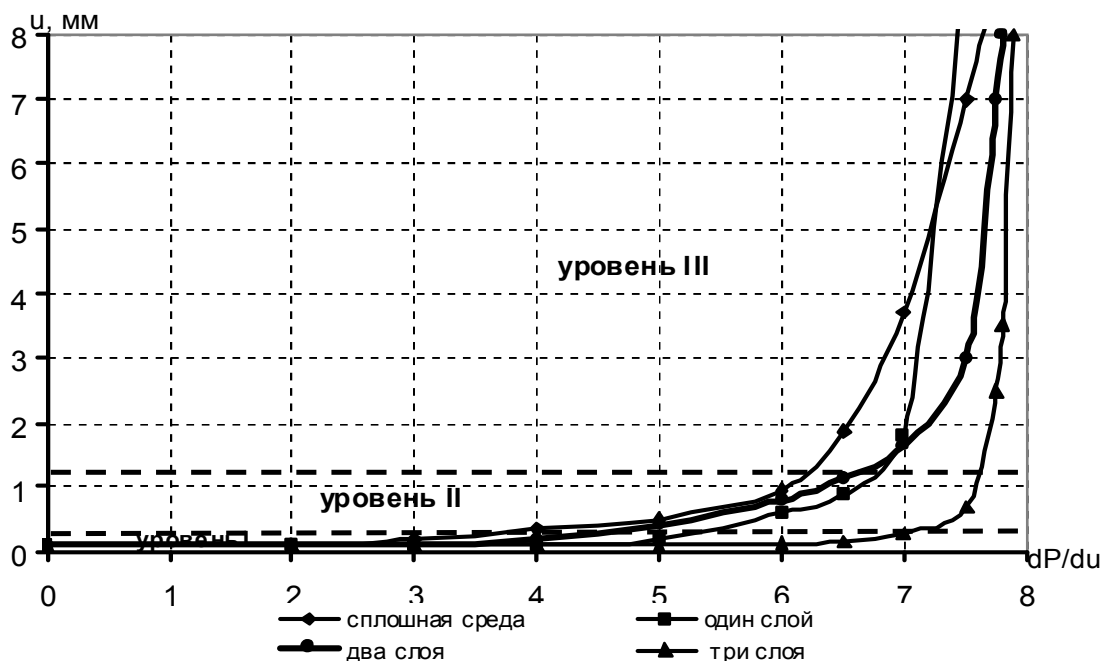


Рис. 3. Зависимость величины поднятия почвы от интенсивности внешней нагрузки

Так, радиометрическое зондирование толщи пород в почве выработок [2, 3], показало, что при пучении в конечной стадии захватываются слои на глубину более 4 м. Лабораторные исследования [3] свидетельствуют, что в процесс пучения включаются слои пород, глубина расположения которых в 2-3 раза превышает радиус зоны нарушенных пород в кровле выработок.

Отмеченные особенности деформирования моделей хорошо согласуются с физической моделью пучения, предложенной А.Н. Шашенко [1].

Изучение характера деформирования породного массива вокруг выработки выполнялись на специальном плоском стенде кафедры строительства и геомеханики НГУ (рис. 2).

Исследование физических моделей подтвердило наличие указанных выше энергетических переходных процессов. На рис. 3 показаны результаты физического моделирования. На графиках имеется три главных уровня: уровень I – упругое деформирование; уровень II – начало процесса разрушения породного массива вокруг выработки; уровень III – потеря упругопластической устойчивости массива. Третий уровень характеризуется тем, что небольшой величине приращения внешней нагрузки dP/du соответствуют очень большие перемещения почвы выработки u .

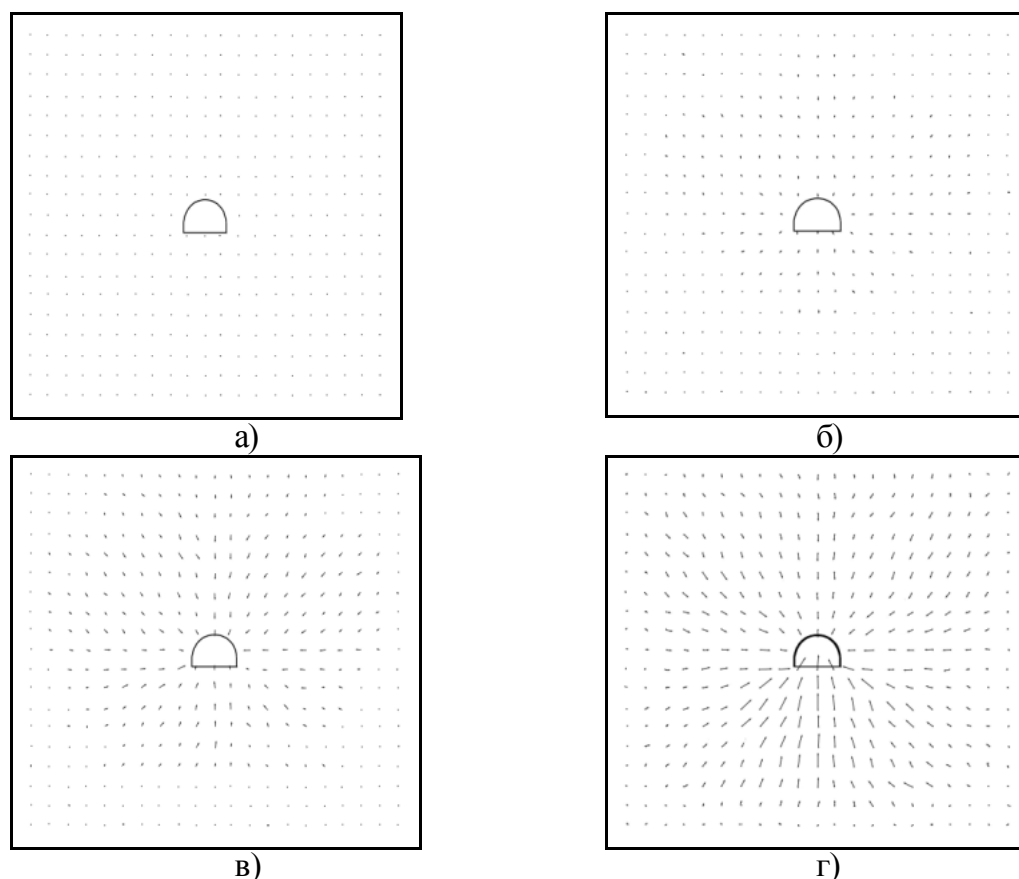


Рис. 4. Векторы перемещений угловых точек мерной сетки однородной модели при нагрузках: а) 0,00 кН, б) 2,61 кН (зона А), в) 4,56 кН г) 7,04 кН (зона Б)

Такой характер изменения интенсивности поднятия почвы качественно согласуется с полученной при проведении этих же исследований векторной картиной смещений угловых точек мерной сетки моделей (рис. 4), показывающей, что в процессе пучения основные изменения и деформации происходят именно в почве выработки и затрагивают более глубокие слои, в сравнении с кровлей.

Численное моделирование закономерностей деформирования породного массива в окрестности выработки

Численное моделирование выполнено с использованием метода конечных элементов (МКЭ), обладающего рядом достоинств при решении нелинейных задач, хорошей разработанностью его математического аппарата, широким распространением при решении задач геомеханики. Результаты, полученные при использовании МКЭ, обладают представительностью и в большинстве случаев достаточной точностью.

В основу решения задачи о потере устойчивости пород почвы в протяженных выработках положен упрощенный подход Ишлинского - Лейбензона [4, 5] к исследованию состояния механической системы при потере устойчивости равновесия. Суть его заключается в том, что параметр нагружения вводится только в граничные условия, которые учитывают изменение формы границы при вспучивании. Это существенно упрощает решение.

Для исследования развития невозмущенного процесса в МКЭ использован феноменологический подход. Его основой является рассмотрение падающего участка полной диаграммы деформирования как геометрического места точек предельных упругих состояний горной породы при соответствующем уровне достигнутых деформаций (рис. 5). В ходе решения дополнительные (неупругие) деформации сумми-

руются и на последнем шаге решения получаются перемещения на контуре моделируемой выработки, хорошо отражающие картину перемещений на контуре реальной выработки.

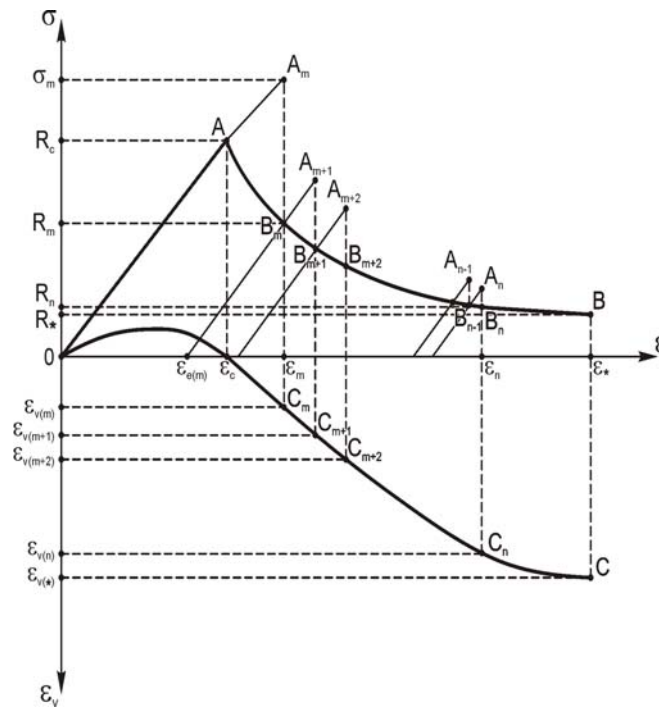


Рис. 5. Модель пошагового решения, учитывающего объемные деформации горной породы за пределом прочности

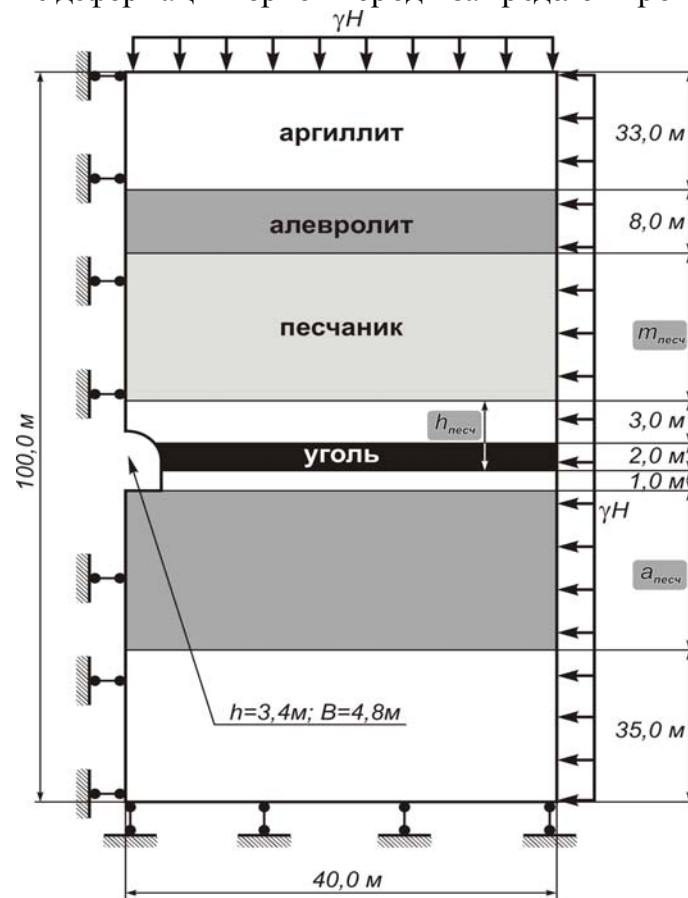


Рис. 6. Обобщенная расчетная схема

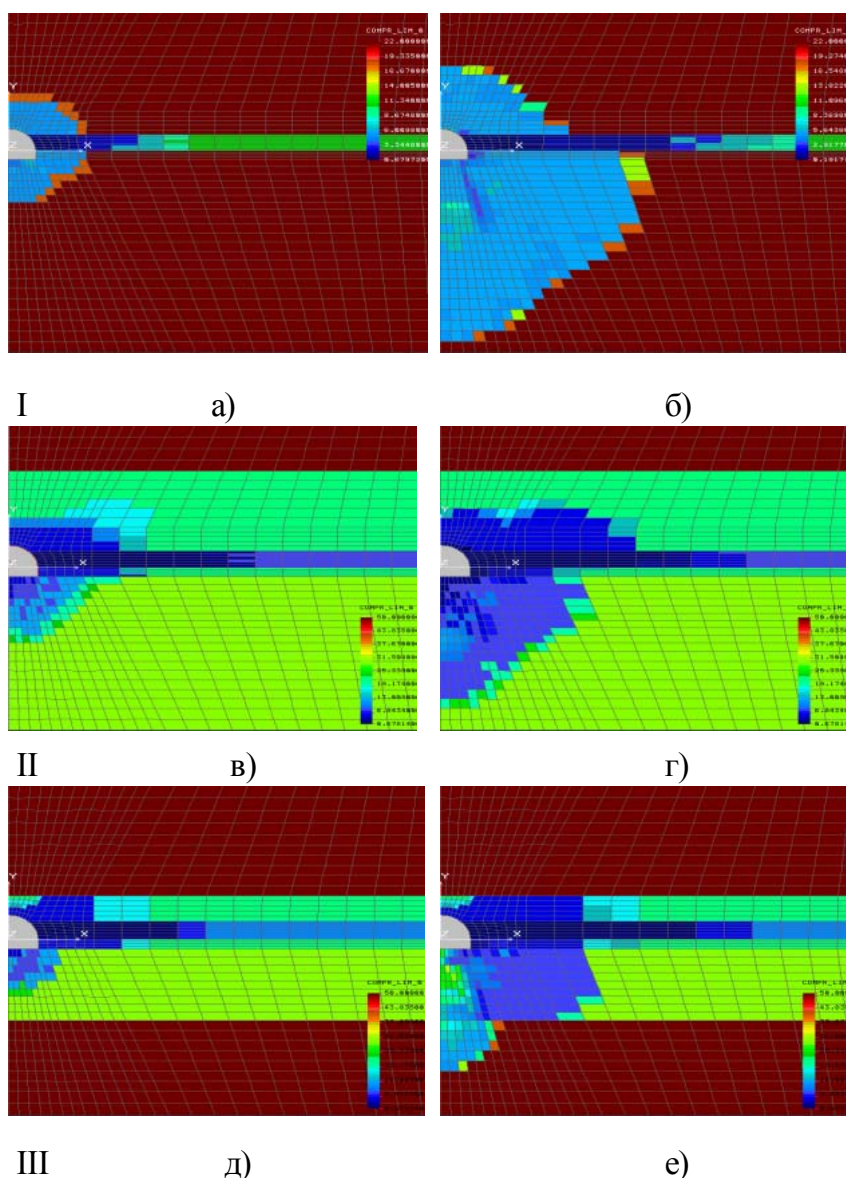


Рис. 7. Конфигурация ЗНД до (а, в, д) и после (б, г, е) всучивания: I – однородный массив с угольным пластом; II – слоистый массив при расстоянии до песчаника в кровле $h_{песч}$ = 10,0 м; III – слоистый массив при расстоянии до песчаника в почве $a_{песч}$ = 7,0 м

Для исследования процесса потери устойчивости почвы выработки впервые разработана математическая модель, позволяющая исследовать закритическое состояние приконтурного породного массива в окрестности одиночной выработки в процессе поднятия пород почвы. При этом модель позволяет имитировать развитие процесса во времени и рассматривает пучение, имеющее непрерывный временной характер, как дискретный квазистатический процесс.

При этом перемещения на деформируемом контуре почвы выработки задавались функцией

$$u = A(1 - \exp(-\alpha T)), \quad (3)$$

где T – время, A , α – коэффициенты, учитывающие структуру и текстуру пород, геологические особенности.

В ходе решения упругопластической задачи оценивалась возможность возникновения вспучивания почвы по критерию (1). В случае если критерий (1) меньше нуля, что означает начало пучения – в узлах на контуре выработки в почве задавались новые граничные условия. Конфигурация нового контура почвы задавалась в виде косинусоиды с максимумом по центру выработки. Максимум перемещений составил 0,3 м.

Расчеты начинались с решения задачи для однородного массива и проводились таким образом, чтобы неоднородность структуры массива от задачи к задаче увеличивалась. Обобщенная расчетная схема представлена на рис. 6.

В результате исследований было установлено, что размеры ЗНД в почве выработки при величине вспучивания 0,3 м в 2-3 раза превышают начальные (рис. 7).

Сравнение моделируемых геомеханических ситуаций на первом этапе решения (момент вспучивания) и на втором этапе (при достигнутой величине заданного закритического поднятия) показывает, что с ростом величины закритических перемещений основной прирост размеров ЗНД наблюдается в почве и, в некоторой степени, боках со стороны почвы. При этом разупрочнение материала в пределах зоны разрыхления становится более равномерным.

Анализ изменения размеров ЗНД от величины смещений контура выработки в почве показал, что при достижении закритическим поднятием значения 0,3 м, размеры зоны разрыхления стабилизируются при некотором значении r_L и не меняются при дальнейшем возрастании закритических перемещений.

Это указывает на то, что при развитии процесса деформирования приконтурного массива дальнейшее возрастание смещений контура почвы происходит не за счет увеличения размеров ЗНД, а за счет перестройки структуры массива, расположенного внутри зоны разрыхления, сформировавшейся на момент достижения граничной величины Δu_{pcd} .

Сравнения величин реальных перемещений почвы в бремсберге № 2 ш. «Белозерская» с величиной перемещений почвы, которая была получена при численных исследованиях, показали хорошее их соответствие. Разброс численных и натурных результатов составил 10-15%.

Выводы

1. Результаты лабораторного и численного моделирования показывают, что пучение пород почвы – это процесс потери упругопластической устойчивости породного массива вокруг горных выработок.

2. Численные модели, которые учитывают деформирование и разрыхление пород при контролируемом нагружении, адекватны реальным процессам и могут служить основой для разработки эффективных способов борьбы с пучением.

Библиографический список:

1. **Шашенко А.Н.** Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве. – Дисс. ... д-ра техн. наук: 05.15.04, 05.15.11. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.
2. **Максимов А.П.** О штанговом креплении как способе борьбы с выдавливанием пород в горные выработки // Шахтное строительство. – 1961. - № 10. – С. 14-16.
3. **Максимов А.П.** Выдавливание горных пород и устойчивость подземных выработок. - М.: Госгортехиздат, 1963. - 144 с.
3. **Ишлинский А.Ю.** Рассмотрение вопросов об устойчивости равновесия упругих тел с точки зрения математической теории упругости // Украинский математический журнал.– 1954.– т.6.– №2.– С.140-146.
4. **Лейбензон Л.С.** О применении гармонических функций к вопросу об устойчивости сферической и цилиндрической оболочек // Собр. тр.– М., 1951, т.1.– С.50-85.

© *Шашенко А.Н., Ганеев С.Н., Солодянкин А.В., 2008*

УДК 622.831.322

НОСАЧ А.К., ЖИМЧИЧА И.М., ВОРОНОВ М.И. (Красноармейский индустриальный институт ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ ПРОИСХОДЯЩИХ АГДЯ НА ШАХТАХ КРАСНОАРМЕЙСКОГО РАЙОНА ДОНБАССА

Статья посвящена актуальному вопросу повышения безопасности горных работ на пластах опасных по ГДЯ, в том числе, при переходе горными работами геологических нарушений. Приведен анализ изменения прочности и абсолютной газообильности угольных пластов и их опасности по ГДЯ в зонах геологических нарушений по результатам применения локального прогноза на шахтах Донбасса.

Безопасность горных работ в значительной степени зависит от надежности методов прогноза газо-динамических явлений (ГДЯ) и эффективности способов их предупреждения.

Нормативные методы прогноза позволяют с достаточной надежностью разделять угольные пласты на неопасные и угрожаемые по ГДЯ и устанавливать глубину горных работ, с которой необходимо вести прогноз ГДЯ [1]. Предлагается, в зависимости от прочности и газообильности разделять угольные пласты на категории опасности по ГДЯ для ведения текущего или локального прогноза [2].

Анализ результатов применения локального прогноза (прогноза по прочности пласта) [1] на шахтах Донбасса (табл. 1) показывает, что ГДЯ происходят при переходе горными работами геологических нарушений, которые характеризуются снижением прочности угольных пластов менее 70 у.е. и значительной абсолютной газообильностью.

На шахтах Красноармейского района Донбасса отрабатываются, в основном, угрожаемые по ГДЯ угольные пласты, прочность которых по данным локального прогноза (прогноза прочности пласта) доходит до 80 у. е. [1] и ГДЯ не происходили до глубины 700 м.

В 1985 году на шахте Красноармейская-Западная №1 при работе комбайна в забое южного вентиляционного шпрека пласта d₄ горизонта 708 м блока №6 при вскрытии не прогнозируемого разрывного нарушения типа “сброс” произошло ГДЯ, сопровождавшееся обрушением пород кровли и повышенным газовыделением. Было выброшено около 50 т горной массы. Пласт переведен в опасные по ГДЯ с глубины 701 м.

Табл. 1. Результаты применения локального прогноза на шахтах Донбасса

Интервал изменения прочности, усл. ед.	Газообильность пластов		Количество выработок	В том числе с геологическими нарушениями.	Количество ГДЯ
	Средняя, м ³ /т	Абсолютная, м ³ /мин.			
Более 80	17,5	2,4	8	-	-
75,1-80	18,0	4,2	31	-	-
70,1-75	16,0	2,0	13	3	-
65,1-70	16,0	4,3	6	7	2
60,1-65	20,0	4,5	6	3	5
55,1-60,0	21,0	4,7	2	2	3
50,1-55,0	8,0	2,4	2	2	-
45,1-50,0	6,5	0,76	1	1	-

17.06.2004 г. в забое 3-го южного конвейерного штрека Центральной панели блока №8 произошло ГДЯ при работе комбайна в результате встречи непрогнозируемого геологического нарушения.

Угольный пласт d_4 , мощностью 1,5 – 1,8 м, выход летучих 27,9 – 31%, газоносность 15 – 25 м³/т.с.б.м. Непосредственная кровля песчано-глинистый сланец мощностью 1 – 4,5 м. Основная кровля – песчаник мощностью 10 – 17 м. Забой находился на расстоянии около 3-х м от нарушения типа “сброс” с амплитудой смещения 1,3 м. Плоскость сместителя ориентирована под углом 87° относительно оси выработки, угол падения 45°. Отставание постоянной крепи от забоя 2,0 м. Разрушено около 20 т угля, выделилось около 1400 м³ метана. Между кровлей и раздавленным углем просматривается полость высотой 0,20 – 0,25 м ориентированная по ходу выработки с выходом за проектный контур.

На шахте Краснолиманская на участке южного уклона 1 “бис” пласта k_5 при проведении конвейерного штрека 4-й южной лавы при переходе непрогнозируемого разрывного нарушения произошло обрушение пород кровли с повышенным газовыделением. Пласт был переведен на текущий прогноз с глубины 800 м.

Угольный пласт k_5 имеет сложное строение, состоит из 2-х угольных пачек, верхней – 1,05 - 1,45 м, нижней 0,56 - 0,8 м и породного прослоя 0,16 - 0,6 м.

Непосредственная кровля глинистый или песчано-глинистый сланец мощностью 0 - 5,4 м. Основная кровля – песчаник мощностью 2,5 – 21 м. Почва – “кучерявчик” мощностью 0 – 0,8 м. Газоносность пласта – 25 м³/ т.с.б.м., V^{daf} – 31-38%. На участке южного крыла уклона 1бис пласт пересекают два геологические нарушения типа “сброс”. №1 с амплитудой 1,1 – 1,4 м и №2 с амплитудой 2- 4 м. Угол падения плоскостей сместителя 70-80°. Подготовительные выработки подходят к геологическому нарушению №1 по висячему крылу, а к №2 - по лежащему. Плоскость сместителя ориентирована к оси выработок под углом около 80°. Выработки проводятся комбайном с подрывкой кровли. При проведении выработок по целику на участке южного уклона 1 “бис” пласта k_5 в зонах геологических нарушений произошло 6 ГДЯ, сопровождавшихся обрушением пород кровли и повышенным газовыделением. Выработка заполнялась на треть сечения горной массой объемом 50-60 т до перегружателя или пульта управления комбайна. ГДЯ происходит на расстоянии 3-5 м от сместителя геологического нарушения при отставании постоянной крепи от забоя 2-3 м. При этом во всех случаях наблюдалось смещение призабойной металлической арочной крепи в сторону выработанного пространства (“гармошка”) на 1,5-2 м (рис.1).

Во всех случаях опасность ГДЯ не была установлена по данным текущего прогноза [1], т.к. пласт по своим свойствам вне зоны дробления не отличается от неопасного по ГДЯ, как по прочности, так и по показателям опасности перед вскрытием угольных пластов. При переходе зоны геологического нарушения №2 в 6-м конвейерном штреке уклона 1 бис произошло обрушение пород и самовскрытие пласта в висячем крыле, и уголь даже не обрушился.

Однако, при приближении к зоне геологического нарушения во всех случаях наблюдалось увеличение газовыделения при работе комбайна по углю. Концентрация метана по данным АКМ увеличивалась более чем в 2,5-3 раза ($K = \frac{C_{max} - C_{min}}{C_{min}}$) (рис.2).

Увеличение газовыделения может быть вызвано уменьшением величины зоны разгрузки при влиянии геологического нарушения на перераспределение напряжений в зоне опорного давления [3] или увеличением скорости подвигания забоя, когда время, необходимое для формирования зоны разгрузки, больше времени между циклами выемки.

Нельзя исключить и влияние напряжений, вызванных наличием упругих деформаций генетического типа в песчаниках кровли (почвы) угольных пластов [4].

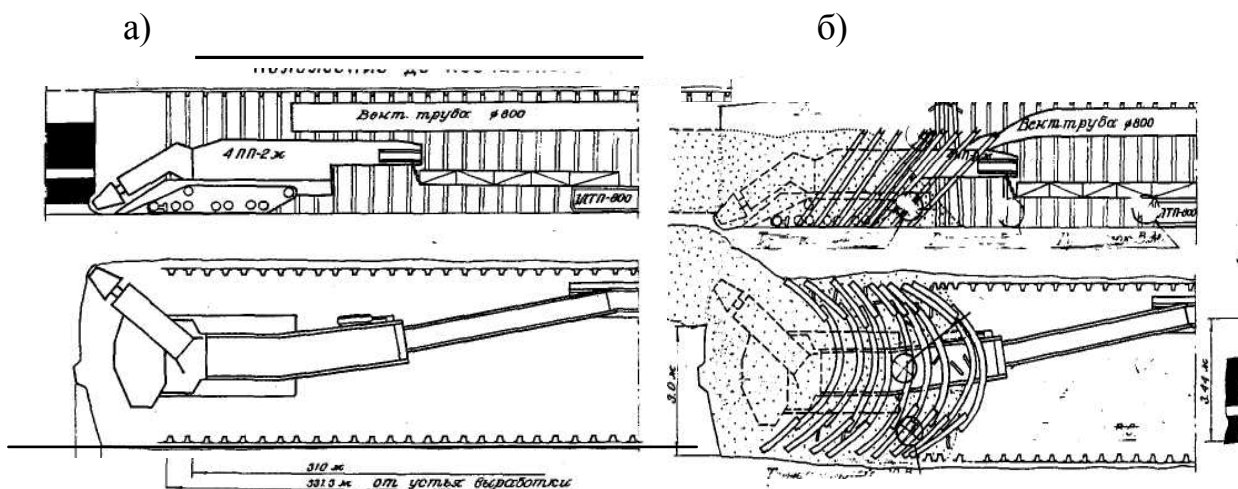


Рис. 1. Положение забоя до ГДЯ (а) и после ГДЯ (б) в 7 южном конвейерном штреке уклона 1 бис k_5 19.09.2002 г.

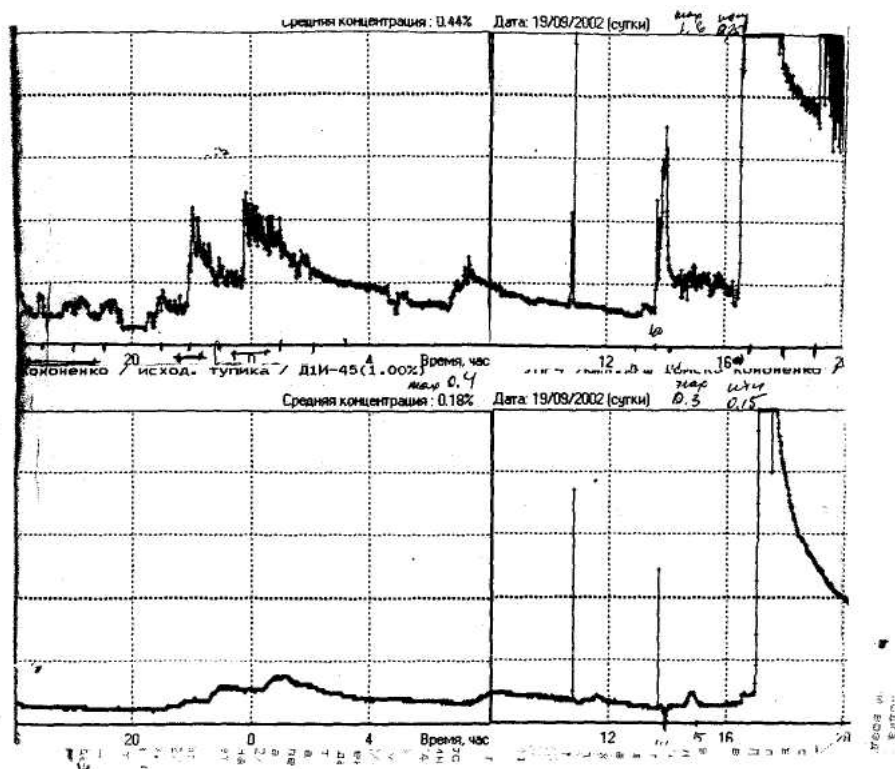


Рис. 2. Изменение концентрации метана при подходе к геологическому нарушению в 7 южном конвейерном штреке 1 бис k_5 19.09.2002 г. по данным АКМ. (вверху – забойный датчик, внизу – исходящий из тупика).

Увеличение удельного газовыделения при уменьшении величины зоны разгрузки подтверждается результатами наблюдений при проведении подготовительных работ буровзрывным способом на шахтах СоцДонбасс и Заперевальная производственного объединения Донецкуголь (табл. 2). Величина удельного газовыделения в $\text{м}^3/\text{М}_{\text{подв}}$ определялась по данным АКМ с учетом количества подаваемого воздуха, а величина зоны разгрузки – по динамике газовыделения из шпуров [1].

Табл. 2. Результаты определения зоны разгрузки и удельного газовыделения на шахтах “СоцДонбасс” и “Заперевальная” ПО Донецкуголь

Изменение удельного газовыделения, $\frac{\Delta n}{n_{cp}}$, %	Величина зоны розгрузки, м			Количество орпеделений	Значение разрушаемости, $R, \text{мм}^{-1}$	
	мин.	макс.	ср.		мин.	макс.
46-я бортовая выработка, ш. “Соц. Донбасс”						
0-25	2	3,0	2,2	6	6,3	8,3
26-50	1	2,5	1,57	24	4,6	8,1
51-100	1	2,5	1,55	45	4,6	16,2
>100	1	2	1,5	60	5,9	12,6
Разрезная выработка 5-й зап. лавы ш. “Заперевальная”						
0-25	2,1	3,5	3,31	22	5,4	11,3
26-50	2,1	3,5	3,08	20	4,4	9,5
51-100	1,4	3,5	2,6	96	3,7	10,7
>100	1,4	3,5	2,95	114	3,7	11,3

Формирование зоны разгрузки по данным изменения акустической эмиссии происходит в течение 50-60 минут после выемки угля при сотрясательного взрывания.

Влияние напряжений, вызванных наличием упругих деформаций генетического типа в песчаниках кровли (почвы) угольных пластов, подробно рассматривается в работах Николина В.И. и подтверждается проявлением выбросоопасности песчаников ниже глубины 600 м. Учитывая, что формирования угленосной толщи для углей Красноармейского района происходило на глубинах 5-6 км, величина напряжений доходит до 200 МПа, а в зонах опорного давления при разработке угольных пластов и того больше.

Все ГДЯ происходили в зоне опорного давления на расстоянии 3-5 м от забоя до плоскости сместителя. Мощность зоны дробления, заполненной перематым углем и брекчиевидной породой крупностью 5-7 см, составляла 2-3 м. Можно предположить, что ГДЯ при переходе геологических нарушений происходили в результате разрушения перемычки угольного пласта между забоем и зоной дробления под действием напряжений упругих деформаций в песчаниках и смещением пород кровли в динамичном режиме и высыпание брекчиевидных пород из зоны дробления, что приводило к смещению рам крепи в штреке в сторону выработанного пространства и повышенного выде-

ления газа из зоны геологического нарушения. При этом угольный пласт вне зоны дробления неопасен по ГДЯ, а следовательно, по данным нормативных методов прогноза опасная зона не устанавливалась.

Анализ горно-геологических условий, при которых произошли ГДЯ, показывает, что все они произошли при подходе выработки к геологическому нарушению под углом 75-90° на расстоянии 3-5 м к сместителю при отставании постоянной крепи от забоя на 2-3 м. Во всех случаях наблюдалось увеличение газовыделения при работе комбайна по углю, превышающее в 2,5-3 раза фоновое, что может быть критерием опасности пласта по ГДЯ при переходе геологического нарушения.

При проведении подготовительных выработок в аналогичных горно-геологических условиях в целях увеличения безопасности работ целесообразно:

Определение безопасной глубины выемки по динамике газовыделения или по изменению техногенного акустического сигнала [1].

Не допускать отставания постоянной крепи от забоя более 1 рамы.

Работу комбайна после установки постоянной крепи начинать с выемки породы выше пласта с целью разгрузки призабойной части.

Целесообразно бурение разведочных скважин с неснижаемым опережением не менее 5 м, а при установке местоположения сместителя геологического нарушения проводить бурение разведочных скважин с неснижаемым опережением не менее 5 м и определением их эффективности по данным техногенного акустического сигнала [5], опробованных на шахте им. Засядько.

Выполнение предлагаемых мероприятий не будет влиять на темпы проведения выработок, а бурение разведочных скважин может проводиться в ремонтную смену.

Для разработки эффективной технологии перехода геологических нарушений на пластах с наличием песчаников во вмещающих породах необходимо провести опробование предлагаемых мероприятий, включая и нагнетание воды в пласт в режиме гидрорыхления, а переход геологического нарушения проводить с помощью БВР в режиме сотрясательного взрыва.

Библиографический список:

1. **Правила** ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ. - Київ: Мінвуглепром України, - 2005 - 195 с.
2. **Жимчича И.М., Лапин Г.К.** Определение категории выбросоопасности пластов Донбасса. Уголь Украины №3. – 1993 – с. 37.
3. **Кольчик И.Е.** Особенности влияния геологических нарушений на напряженно-деформированное состояние призабойной части угольного пласта. Сборник “Наука та техносфера”. – Красноармейск: КИИ ДонНТУ, 2006 – с.35-38.
4. **Николин В.И., Мордасов В.И., Подкопаев С.В.** Закономерности развития деформаций генетического возврата – научная основа снижения травматизма. – Донецк, - РИА ДонНТУ, 2001 – 318 с.
5. **Коптиков В.П., Бокій Б.В., Бабенко И.В., Кончин В.И.** Контроль безопасности бурения скважин по параметрам акустического сигнала // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сборник научных трудов. – Макеевка: МакНИИ, 2005 – с.76-78.

©Носач А.К., Жимчича И.М., Воронов М.И., 2008

УДК 622.235

КЛОЧКО И. И. (ДонНГУ)

ВЛИЯНИЕ ПОВЕРХНОСТНОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ НА ЭФФЕКТ РАЗРУШЕНИЯ МОДЕЛЬНЫХ БЛОКОВ

Представлены результаты опытной проверки влияния чистоты поверхности на образование откольных трещин при взрывании модельных блоков из оптически активных материалов.

Широкое применение взрыва как способа разрушения горных пород требует умения управлять этим процессом в нужном направлении. В связи с этим возникает задача исследования механизма разрушения твердого тела взрывом, в которую можно включить: определение места разрушения среды (во фронте ударной волны или за ее фронтом), выявление определяющих параметров разрушения (предельных значений напряжений, деформаций и энергии), а так же нахождение зависимости характера разрушения от условий деформирования. Указанная задача осложнена тем, что на механизм разрушения существенно влияет динамика самого процесса.

По поводу механизма разрушения существует значительное количество теорий. Наиболее признанными являются теории, сочетающие совместное действие ударных волн (УВ) и продуктов взрыва (ПВ). При этом, по данным различных авторов, доля разрушений приходящихся на УВ и ПВ пределяется неоднозначно. Так же неоднозначно определяется роль волн отражения (ВО) в процессе разрушения. По некоторым данным до 30% разрушений определяется наличием ВО. По другим работам объем разрушений от ВО не превышает долей процента.

Из теории отколообразования известно, что взаимодействие импульсов падающей и отраженной волны, когда суммарная величина импульса становится больше или равной пределу прочности среды на разрыв, наблюдается явление откола. В общем случае, если напряжение в падающей волне составляет $n\sigma$, то образуется n откольных слоев. По существу таким же является механизм разрушения угловых частей массивов горных пород. При этом скорость отраженной волны $u_{отр} = 2u_n$, где u_n – скорость падающей волны, м/сек.

Для исследований явления откола в лабораторных условиях прибегают к помощи стержня Гопкинсона или к моделям из оптически активных материалов. Как в первом, так и во втором случаях материал полируют (шлифуют). В этой связи представляет интерес изучение образования трещин в моделях из оптически активных материалов с различной степенью шероховатости поверхности. Специальными опытами было доказано, что момент появления разрушений на свободной поверхности зависит от чистоты ее обработки [1].

Для исследования влияния шероховатости поверхности в взрывной камере МакНИИ нами были выполнены экспериментальные взрывы шпуровых зарядов в образцах из плаксигласа. Образцы кубической формы с размером ребра 100 мм. В первом случае все грани образцов были полированными, а во втором – две боковые грани не полировались. Оценка шероховатости поверхностей проводилась по стандартной методике с помощью профилографа-профилометра К-201. Результаты замеров показали, что полированные грани имели шероховатость равную 0,03 мкм (11-12 класс), а не полированные – 7,4 мкм (4 класс).

Заряд ВВ, в качестве которого использовали навеску ТЭНа, помещали в шпур, просверленный в центре куба. Параметры заряда составляли:

диаметр шпура – 3,3 мм;
глубина шпура – 65 мм;
вес ВВ – 0,4 г;
высота заряда – 33 мм;
высота забойки – 32 мм;
прочность заряжения – 0,85 г/м³.

Фиксация развития взрыва и процесса разрушения модельных блоков осуществлялась в проходящем пучке света с помощью прибора СФР-2М, работающего в режиме лупы времени. В качестве источника света использовали прессованные тротилловые шашки массой 30 г.

Регистрограммы дробления модельных блоков приведены на рис.1 и 2.

На рис.1 представлены регистрограммы разрушения модельного блока с полированными поверхностями, на рис.2 – с двумя не полированными.

Если в первом случае уже к 32 мкс видно образование откольных трещин у всех поверхностей, а к 64 мкс замечен значительный рост трещин, развивающихся по нормали от поверхности вглубь. Во втором эксперименте отдельные трещины появляются только у полированных поверхностей, а к 44 мкс замечен рост нормальных растущих трещин от поверхности блока. Таким образом, на разрушение материала в падающей волне качество отражающей поверхности не влияет.

Для отраженной волны, как следует из экспериментальных данных, величина поверхностных неровностей оказывает существенное влияние. Причиной такого эффекта служит рассеивание энергии волны на неровностях.

Появление и развитие поверхностной области разрушения можно объяснить действием растягивающих напряжений на свободной поверхности блока в поле напряжений, создаваемых в блоке давлением ПВ.

Рассмотрим параметры взрывного импульса для данного эксперимента:

$$P_r = (K - 1) \rho_{ВВ} E, \text{ Па}$$

где $\rho_{ВВ}$ – плотность ВВ, г/м³,

$$E = E_c,$$

где s – вес заряда, г, E – удельная энергия ВВ (теплота взрыва), кДж/кг

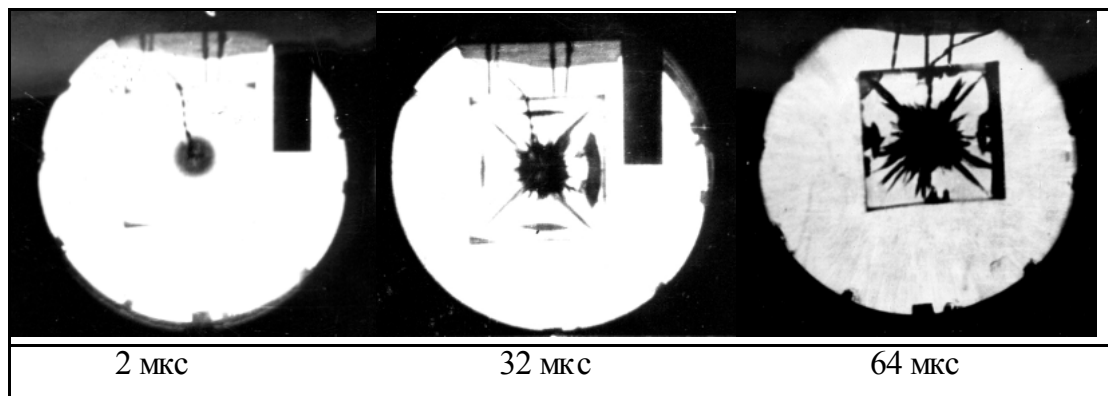


Рис.1 Регистрограмма развития взрыва в блоке с полированными поверхностями.

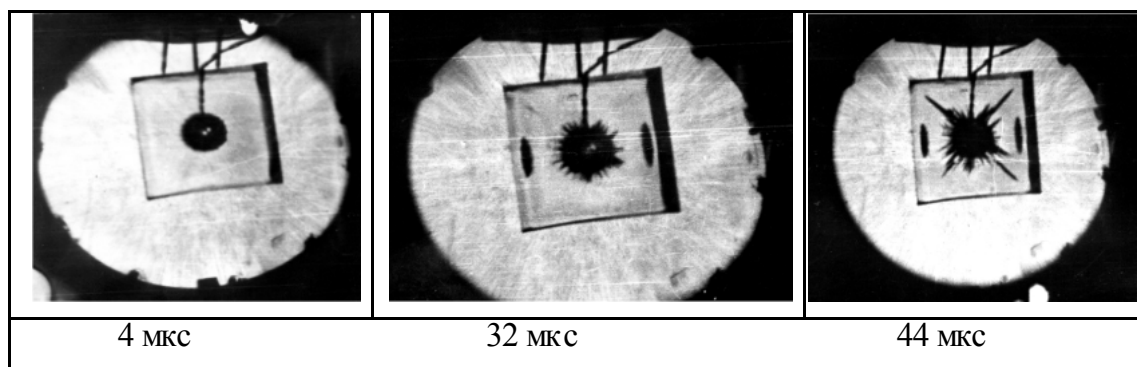


Рис.2. Регистрограмма развития взрыва в блоке с двумя не полированными поверхностями.

Для наших условий:

$$P_{cp} = 9,68 \cdot 10^9 \text{ Па}$$

Показатель акустической жесткости:

$$A = \rho_c L_c,$$

где ρ_c – плотность среды, L_c – скорость распространения акустической волны.

Для наших условий :

$$A = 2,18 \cdot 10^6 \text{ кг/м с.}$$

Таким образом, величина развиваемого давления на три порядка выше показателя акустической жесткости материала.

Проведенные взрывы позволяют утверждать, что разрушение материала откольными явлениями возможно при соответствующих параметрах падающей волны сжатия и зависит от состояния поверхности материала. Полученные результаты могут быть использованы для расчетов взаимодействия зарядов ВВ при короткозамедленном взрывании.

Библиографический список:

1. Сухотин А.П., Викторов С.Д. Взрыв сферического заряда ВВ в блоке стекла // Взрывное дело – Москва, «Недра», 1976 – №76/33 – С. 55-60

©Клочко И. И., 2008

УДК 622. 285

ГУЛЯЕВ В.Г., ГУЛЯЕВ К.В. (ДонНТУ), АНОХИНА С. А. (МакНИИ)

КРУТИЛЬНЫЕ КОЛЕБАНИЯ В ЭЛЕКТРОМЕХАНИЧЕСКОМ ПРИВОДЕ НАСОСНОГО АГРЕГАТА И НЕКОТОРЫЕ СПОСОБЫ ИХ УСТРАНЕНИЯ

Предложен аналитический метод исследования динамических процессов насосных агрегатов с учетом динамической характеристики электродвигателей и характера возмущений. Установлены причины и параметры опасных резонансных режимов крутильных колебаний в приводе СНТ32, рассмотрены некоторые пути их устранения.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами. Концепцией развития угольной отрасли Украины предусматривается повышение эффективности

угледобычи на основе высокопроизводительных очистных механизированных комплексов с гидрофицированными крепями. Поэтому создание и широкое применение надежных, высокоресурсных и безопасных насосных станций (НС) для систем гидропривода механизированных крепей является важной научно-технической проблемой. Эта проблема успешно решается ГП «Донгипроуглемаш», которым взамен устаревших НС типов СНУ5 и СНТ32 создан типоразмерный ряд НС типа СНД высокого технического уровня [1]. Высокий нормативный ресурс СНД обеспечивается рядом принятых прогрессивных научно-технических и конструктивно-технологических решений и, в частности, резервированием высоконапорного агрегата (ВНА) и применением аппаратуры управления, контроля и диагностики (АУСН).

Вместе с тем, повышение рабочих параметров (подачи и давления) и энергообеспеченности насосных станций обусловило рост уровней вибрации и шума, генерируемых высоконапорными насосными агрегатами. Так, согласно требованиям ТУ на «Насосные станции СНД» установлен допустимый уровень звуковой мощности 110 дБа, в то время как для СНУ5 этот показатель был установлен ГОСТ 12.1.026-80 не более 90 дБа, а по ГОСТ 12.1.003-83 – не более 80 дБа. Следовательно, исследование и устранение опасных колебательных процессов в сложных динамических системах приводов ВНА с кривошипно-шатунными механизмами является актуальной научной задачей. Ее решение необходимо для улучшения виброакустических характеристик НС с целью обеспечения их допустимого уровня и нормативного ресурса.

Анализ исследований и публикаций. Мировые тенденции развития НС – гидроэнергетических установок (ГЭУ), обусловленные растущими требованиями к их техническому уровню, рассмотрены в работе [2]. Дальнейшие работы в этом направлении подтвердили их обоснованность и актуальность [1,3]. К сожалению, практически отсутствуют публикации, в которых бы освещались результаты исследований динамики рабочих процессов ВНА. Исключением являются работы Ю.Ф.Пономаренко [4,5], в которых освещены некоторые вопросы динамики рабочих процессов НС типа СНУ5 с радиально-плунжерными насосами ВНР32/20.

На кафедре горных машин ДонНТУ ведутся работы, направленные на исследование и совершенствование динамических свойств высоконапорных насосных агрегатов со структурой, подобной ГЭУ СНТ и СНД, с целью снижения их виброактивности, повышения ресурса и безопасности [6,7, 8].

Постановка задач исследований. Задачами данной работы являются изложение и реализация (применительно к НС СНТ32) метода исследования динамики рабочего процесса насосных агрегатов с учетом динамической характеристики электродвигателя и обоснование возможных способов устранения резонансных режимов.

Изложение материала и результаты. В работе [8] кинематические и динамические характеристики кривошипно-шатунного механизма (КШМ) СНТ 32 определены при условии, что все звенья механизма жесткие и скорость ведущего звена (приводного двигателя) является постоянной. Вместе с тем, известно [9,10], что асинхронный двигатель (АД) обычно является динамическим колебательным звеном второго порядка. Его динамическая характеристика в установившихся режимах работы описывается дифференциальными уравнениями вида:

$$\left. \begin{aligned} \omega_{\partial} &= \omega_o \left[1 - \nu (M_{\partial} + T_{\partial} \frac{dM_{\partial}}{dt}) \right] \\ J_p \frac{d\omega_{\partial}}{dt} &= M_{\partial} - M_c \end{aligned} \right\}, \quad (1)$$

В уравнениях (1) обозначены:

ω_∂ , ω_0 – угловые скорости ротора электродвигателя и скорость его идеального холостого хода, соответственно,

$$\omega_\partial = \omega_0(1 - S),$$

где S – скольжение двигателя; ν – коэффициент крутизны статической характеристики двигателя; M_∂ – момент двигателя; M_c – момент сил сопротивления; J_p – момент инерции ротора; T_∂ – электромагнитная постоянная времени двигателя;

$$T_\partial = \frac{1}{\omega_c S_\kappa} = (\omega_c S_\kappa)^{-1},$$

T_m – электромеханическая постоянная АД, $T_m = \nu \cdot \omega_0 \cdot J_p$; $V_T = \frac{T_\partial}{T_m}$ – отношение постоянных времени АД.

Для АД, параметры уравнения (1) определяются по следующим зависимостям:

$\omega_0 = \frac{\omega_c}{p}$, где ω_c – круговая частота питающей сети, с^{-1} ; p – число пар полюсов (обычно $\omega_c = 2\pi f_c = 314 \text{ с}^{-1}$; $p = 2$; $\omega_0 = 157 \text{ с}^{-1}$, при $f_c = 50 \text{ Гц}$).

$\nu = \frac{S_\kappa}{2M_n \xi}$ – условный коэффициент крутизны статической характеристики при линеаризации ее в точке ($M_\partial = 0$; $S = 0$);

$$S_\kappa = \left(1 - \frac{\omega_\partial}{\omega_0}\right) \cdot \left(\xi + \sqrt{\xi^2 - 1}\right) - \text{критическое скольжение};$$

M_n – номинальный момент двигателя;

$$\xi = \frac{M_K}{M_n} - \text{перегрузочная способность двигателя.}$$

Динамическая характеристика (1) эквивалентна механической модели АД с последовательно включенным упругим звеном с коэффициентом жесткости $C_\partial = (\nu \omega_0 T_\partial)^{-1} = 2pM_\kappa$ и демпфером с линейным коэффициентом $\beta_\partial = (\nu \omega_0)^{-1}$ [9,10]. При реальных параметрах АД $C_\partial = (0,5-20) \text{ Мн}$, следовательно, при действии номинального момента угол поворота ротора может отклоняться от начального за счет угловой деформации в пределах от 0,05 до 2 рад в зависимости от ν и T_∂ .

Анализируя конструкцию насосного агрегата СНТ 32, можно предположить, что демпфирование АД и податливость упругого звена его механической модели больше, чем диссипация и податливость весьма жесткой системы самого механизма. Поэтому упруго-диссипативные свойства зубчатой передачи и КШМ, на данном этапе исследований не учитываются.

Инерционные свойства насосного агрегата с кривошипно-шатунным приводом поршней от эксцентрикового вала можно характеризовать приведенным к валу двигателя моментом инерции насоса [11]:

$$J_{\text{пн}}(\varphi) = \frac{1}{U^2} [J_0 + \tilde{J}(\varphi)] = \left\{ J_0 + \sum_{i=1}^m \left[M_2 \left(\frac{V_{2i}}{\omega} \right)^2 + M_3 \left(\frac{V_{3i}}{\omega} \right)^2 + J_{3i} \left(\frac{\omega_{3i}}{\omega} \right)^2 \right] \right\} \frac{1}{U^2}, \quad (2)$$

где $i=1, 2, \dots, m$ – число цилиндров насоса.

В выражении (2):

J_0 – постоянная составляющая приведенного к эксцентриковому валу момента инерции плунжерного насоса, а второе слагаемое отражает переменную его часть $\tilde{J}(\varphi)$; U – передаточное число зубчатой передачи.

С учетом выше принятых допущений уравнение динамики движения агрегата [7,10] можно записать в форме уравнения Лагранжа второго рода:

$$(J_p + J_{\text{пн}}(\varphi)) \frac{d\omega_\partial}{dt} + 0,5\omega_\partial^2 \frac{dJ_{\text{пн}}(\varphi)}{d\varphi} = M_\partial - M_c, \quad (3)$$

где M_c – момент сил сопротивления, приведенный к валу двигателя; J_p – момент инерции ротора АД; $J_{\text{пн}}(\varphi)$ – приведенный момент инерции насоса.

Предположим, что переменная часть $\tilde{J}(\varphi)$ приведенного момента инерции насоса незначительна, и ею можно пренебречь. Тогда уравнение (3) примет вид:

$$J_{\text{по}} \frac{d\omega_\partial}{dt} = M_\partial - M_c, \quad (3a)$$

где $J_{\text{по}}$ – постоянная составляющая приведенного к валу двигателя момента инерции насосного агрегата ($J_{\text{по}} = J_p + U^{-2}J_0$).

Дифференцируя по времени (3a) и выразив из (3a) M_∂ и подставив M_∂ и $\frac{dM_\partial}{dt}$ в уравнение (1), получим:

$$\nu T_\partial J_{\text{по}} \frac{d^2\omega_\partial}{dt^2} + \nu J_{\text{по}} \frac{d\omega_\partial}{dt} + \frac{\omega_\partial}{\omega_0} = 1 - \nu(M_c + T_\partial \frac{dM_c}{dt}). \quad (4)$$

Представим момент сопротивления $M_c(t)$ и угловую скорость двигателя $\omega_\partial(t)$ как сумму постоянных средних значений \bar{M}_c и $\bar{\omega}_\partial$, и переменных их составляющих $\tilde{M}_c(t)$ и $\tilde{\omega}_\partial(t)$:

$$\begin{cases} M_c(t) = \bar{M}_c + \tilde{M}_c(t) \\ \omega_\partial(t) = \bar{\omega}_\partial + \tilde{\omega}_\partial(t) \end{cases} \quad (5)$$

Постоянную составляющую $\bar{\omega}_\partial$ найдем, пользуясь статической характеристикой электродвигателя при $M_\partial = M_c$:

$$\bar{\omega}_\partial = \omega_0(1 - \nu\bar{M}_c). \quad (6)$$

Подставив (6) в (4), получим линеаризованное дифференциальное уравнение динамики насосного агрегата второго порядка относительно переменной составляющей угловой скорости двигателя в следующем виде:

$$\frac{d^2\tilde{\omega}_\partial}{dt^2} + 2n \frac{d\tilde{\omega}_\partial}{dt} + \kappa^2 \tilde{\omega}_\partial = W(t). \quad (7)$$

В уравнении (7):

$n = (2T_\partial)^{-1}$ – коэффициент, характеризующий диссипативные свойства привода;

$\kappa^2 = (vT_э J_{по} \omega_0)^{-1}$ - квадрат собственной частоты колебаний рассматриваемого объекта.

Слагаемые левой части уравнения (7) характеризуют отнесенные к единице $J_{по}$ соответственно: инерционный динамический момент; момент диссипативных сил, пропорциональных первой степени скорости; момент аналога упругих сил.

Функция $W(t)$ правой части уравнения (7) отражает отнесенное к единице $J_{по}$ возмущение от сил сопротивления [10] и имеет размерность (рад/с³) – скорость изменения ускорения:

$$W(t) = -\frac{1}{J_{по}} \left(\frac{\tilde{M}_c(t)}{T_э} + \frac{d\tilde{M}_c}{dt} \right), \quad (8)$$

Поскольку в общем случае параметр n может быть соизмеримым с собственной частотой « κ » (определяемой без учета диссипации), необходимо определять собственную частоту двигателя, с учетом демпфирования $\kappa_1 = \sqrt{\kappa^2 - n^2} = \kappa \sqrt{1 - \delta^2}$, где $\delta^2 = 0,25vJ_{по} \omega_0 T_э^{-1}$.

Определив $\tilde{M}_c(\varphi)$ и функцию возмущения $W(t)$, можно решить уравнение (7) и найти аналитическое выражение переменной составляющей угловой скорости электродвигателя $\tilde{\omega}_\partial(t)$.

Важно отметить, что из-за переменности угловой скорости двигателя $\tilde{\omega}_\partial(t)$, вид функций $\dot{X}(\varphi)$, $\ddot{X}(\varphi)$, полученных в [8] в предположении $\omega = const$, получит вибрационные искажения, обусловленные крутильными колебаниями ротора двигателя. Качественную и количественную оценку вибрационных искажений кинематических и динамических характеристик исследуемого насосного агрегата определим с учетом характеристик применяемых электродвигателей, см. табл. 1 [12].

Табл 1. Характеристика электродвигателей для ГЭУ СНТ 32

Тип электродвигателя и частота его вращения, об/мин	Номинальная мощность, кВт	При номинальной нагрузке			$\frac{M_{пуск}}{M_H}$	$\frac{M_{max}}{M_H}$	$\frac{J_{пуск}}{J_H}$	Момент инерции ротора, кгм ²
		скольжение, %	К.П.Д., %	cosφ				
ВРП 225-М4 $n_c = 1500$	55	2,0	91,5	0,85	2,7	2,9	7,0	0,87
АИУМ 225-М4 $n_c = 1500$	55	1,6	92,5	0,87	3,2	3,1	7,5	0,99

Определим необходимые для решения уравнения (7) характеристики двигателя ВРП 225-М4:

номинальный момент:

$$M_H = 9550 \frac{P_{2H}}{n_H} = \frac{P_{2H}}{n_c(1-0,02)} = \frac{9550 \cdot 55}{1470} = 357 \text{ Нм};$$

критическое скольжение:

$$S_k = S_n(\xi + \sqrt{\xi^2 - 1}) = 0,02 \cdot (2,9 + \sqrt{2,9^2 - 1}) = 0,1124 ;$$

крутизна статической характеристики:

$$\nu = \frac{S_k}{2M_n \xi} = \frac{0,1124}{2 \cdot 357 \cdot 2,9} = 54,2 \cdot 10^{-6} \text{ (Нм)}^{-1}$$

электромагнитная постоянная времени:

$$T_g = \frac{1}{2\pi f_c S_k} = \frac{1}{\omega_c S_k} = \frac{1}{314 \cdot 0,1124} = 0,0283 \text{ с;}$$

механическая постоянная времени привода ВНА:

$$T_m = \nu \cdot \omega_0 \cdot J_p \cdot K_u = 54,2 \cdot 10^{-6} \cdot 157 \cdot 0,87 \cdot 1,3 = 0,0096 \text{ с;}$$

здесь $K_u=1,3$ – коэффициент, учитывающий приведенную к валу двигателя постоянную часть момента инерции насоса $J_0 U^{-2} \approx 0,3 J_p$.

отношение постоянных времени привода

$$V_\tau = \frac{T_g}{T_m} = \frac{0,0283}{0,0096} = 2,95 > 1,0 ;$$

коэффициент вязкости демпфирующих сил:

$$n = 0,5 T_g^{-1} = 0,5 \cdot 0,0283^{-1} = 17,67 \text{ с}^{-1};$$

свободная круговая частота колебаний электропривода:

$$\kappa = \sqrt{(\nu T_g K_u J_p \omega_0)^{-1}} = \sqrt{(54,2 \cdot 10^{-6} \cdot 0,0283 \cdot 1,3 \cdot 0,87 \cdot 157)^{-1}} = 63,1 \text{ с}^{-1};$$

коэффициент крутильной жесткости АД:

$$C_\delta = 2 p M_k = 2 \cdot 2 \cdot 357 \cdot 2,9 = 4141 \text{ Нм/рад;}$$

безразмерный коэффициент демпфирования:

$$\delta = \frac{n}{\kappa} = \frac{17,67}{63,1} = 0,28 ; \delta^2 = 0,078;$$

собственная круговая частота колебаний электропривода ВНА с учетом демпфирования:

$$\kappa_1 = \sqrt{\kappa^2 - n^2} = \kappa \sqrt{1 - \delta^2} = 63,1 \sqrt{1 - 0,078} = 60,6 \approx 61 \text{ с}^{-1}.$$

Учитывая, что неравномерность подачи для трехцилиндровых насосов составляет $\approx 14\%$ [5] и, полагая, что неравномерность крутящего момента примерно пропорциональна неравномерности подачи, принимает в первом приближении приведенный к валу двигателя момент сопротивления от технологической нагрузки насоса:

$$M_{сн}(t) \approx 300 + 42 \cos \omega_n t - 12 \cos 2 \omega_n t, \text{ Нм(9)}$$

С учетом инерционного возбуждающего момента $M_\theta(t)$, обусловленного динамической неуравновешенностью кривошипно-шатунного механизма

$M_{0i}(t) = \Delta J \lambda \omega^2 \sin \omega t = 232 \sin \omega t$ [8], результирующий возмущающий момент можно записать в виде: $M_{c\Sigma}(t) = M_{cH}(t) + M_{0\Sigma np}(t)$, где

$$M_{0\Sigma np} = \frac{1}{U} M_{0\Sigma}(t) = \frac{1}{U} \sum_{i=1}^m A_i \sin(\omega_n t + \varphi_i), \quad i=1,2,\dots,m - \text{число КШМ} \quad (10)$$

$M_{0\Sigma np}(t)$ - представляет приведенный суммарный возмущающий момент на эксцентриковом валу от « m » кривошипно-шатунных механизмов высоконапорного насоса.

По кинематическим и динамическим характеристикам кривошипно-шатунные механизмы трехплунжерного насоса идентичны и приводятся от общего эксцентрикового вала с разностью фаз $\gamma=360/z=120^0$, но с одинаковой амплитудой $M_o=232$ Нм и частотой $\omega_n=(\pi \cdot 588)/30=61,5 \text{ c}^{-1}$.

Суммарный возмущающий момент, действующий на эксцентриковом валу, можно определить согласно [13]:

$$M_{0\Sigma}(t) = \sum_{i=1}^m M_{0i} = \sum_{i=1}^m A_i \sin(\omega_n t + \varphi_i) = A_a \sin(\omega_n t + \varphi) \quad (11)$$

С учетом, что

$$M_{01}(t) = \Delta J \lambda \omega_n^2 \sin \omega_n t = 232 \sin \omega_n t ;$$

$$M_{02}(t) = 232 \sin(\omega_n t + 120^0)$$

и

$$M_{03}(t) = 232 \sin(\omega_n t - 120^0) ;$$

имеем:

$$A_a = \sqrt{167^2 + 232^2} = 285,8 \text{ Нм}; \quad \text{tg}\varphi=1,388; \quad \varphi=54^0 14'$$

$$M_{0\Sigma} = A_a \sin(\omega_n t + \varphi) = 285,8 \sin(\omega_n t + 54^0 14')$$

Приведенный к валу двигателя момент сил инерции

$$M_{0\Sigma np} = \frac{1}{U} M_{0\Sigma} = A_a \sin(\omega_n t + \varphi) = 114,3 \sin(\omega_n t + 54^0 14'), \quad (11a)$$

Определим согласно (8) функцию возмущения $W(t)$ при работе насоса в режиме разгрузки: $Q_H \approx 0; M_{cH}(t) \approx 0; M_c(t) = M_{0np} = 114,3 \sin(\omega_n t + 54^0 14')$.

$$W(t) = -\frac{1}{1,3J} \left[\frac{1}{T_s} \cdot 114,3 \cdot \sin(\omega_n t + 54^0 44') + 114,3 \omega_n \cos(\omega_n t + 54^0 14') \right] = \text{рад/с}^3 \quad (12)$$

$$= 7168 \sin(\omega_n t + 54^0 14')$$

Решение уравнения (7) в общем случае имеет вид [10]:

$$\tilde{\omega}_\delta = \tilde{\omega}_\delta^{(1)} \sin(\omega_n t + \varphi_1 - \Delta_1) + \tilde{\omega}_\delta^{(2)} \sin(2\omega t + \varphi_2 - \Delta_2), \quad \text{рад/с} \quad (13)$$

Учитывая, что в выражении (12) слагаемые в скобках отражает только возмущение от первой гармоники, найдем амплитуду первой гармоники скорости АД:

$$\tilde{\omega}_{\partial}^{(1)} \cong \tilde{\omega}_{cm} \cdot K_{\partial}(z) \cong \frac{A_{ап}}{C_{\partial}} K_{\partial}(z) \cong \frac{\tilde{\omega}_{cm}}{\sqrt{(1-z^2)^2 + 4\delta^2 z^2}}, \quad (14)$$

где $\tilde{\omega}_{cm}$ - «статическая» амплитуда, т. е. отклонение скорости ω_{∂} под действием возмущения $W(t) = A_{ап} \sin(\omega_n t + 54^{\circ}14')$, приложенного статически ($\omega=0$); $z=\omega_n/\kappa_I$; C_{∂} - коэффициент крутильной жесткости упругого аналога механической характеристики АД (для ВРП 225-М4 $C_{\partial}=4141$ Нм/рад); $K_{\partial}(z)$ - амплитудно-частотная характеристика

(АЧХ) АД:
$$K_{\partial}(z) = \frac{1}{\sqrt{(1-z^2)^2 + 4\delta^2 z^2}},$$

Для двигателя ВРП 225-М4 значение коэффициента динамичности в функции z при $\delta^2=0,075$ приведены в таблице 2.

Табл 2. Значение АЧХ АД ВРП 225-М4

Z	0	0,2	0,4	0,6	0,8	1,0	1,2	1,4	1,6	1,8	2,0
K_{∂}	1	1,02	1,13	1,38	1,76	1,83	1,25	0,82	0,56	0,40	0,31

Подставив в (14) численное значение параметров $A_{ап}=7168$ рад/с³, $C_{\partial}=4141$ Нм/рад и $K_{\partial}=1,83$, находим $\tilde{\omega}_{\partial}^{(1)} = 3,2$ рад/с.

Практически тот же результат получаем при использовании формулы АЧХ в другом виде при $\kappa_I=60,7$ с⁻¹ и $\omega=\omega_n=61,5$ с⁻¹:

$$\tilde{\omega}_{\partial}^{(1)} \cong \frac{A_{ап}}{\sqrt{(\kappa^2 - \omega^2)^2 + 4n^2\omega^2}} = \frac{7168}{2174} = 3,3 \text{ рад/с.}$$

Сравнивая значения κ_I и ω_n , видим, что в рассматриваемом случае двигатель ВРП 225-М4 работает практически в режиме электромагнитного резонанса, так как возмущение от неуравновешенного динамического момента инерции КШМ с частотой $\omega_n=61,5$ с⁻¹ практически совпадает с собственной частотой электропривода $\kappa_I=60,7$ с⁻¹. При этом на среднюю угловую скорость ротора $\bar{\omega}(t) = f(\bar{M}_c)$ накладываются колебательные составляющие $\tilde{\omega}(t)$ с первой гармоникой $\tilde{\omega}(t) = 3,3 \sin(61,5t)$ рад/с, а так же высшие гармоники, которыми можно пренебречь. Следовательно, размахи переменной составляющей $\tilde{\omega}_{\partial}(t)$ составляют $2\tilde{\omega}_{\partial}^{(1)}(t) = 6,6$ рад/с, а неравномерность скорости двигателя - около 5%.

Такой режим работы привода может быть опасным для насосного агрегата в целом и, прежде всего, для приводного двигателя. При электромагнитном резонансе двигатель обычно является активным источником вибрации и шума и подвержен интенсивному нагреву.

Следует заметить, что при $V_T \geq 1$, переходные процессы в двигателе оказывают значительное влияние и на величину динамического момента M_{∂} , а максимальный коэффициент динамичности по моменту при $z=1$ $K_{\partial \max} \approx \sqrt{V_T}$ [9] (в нашем случае $K_{\partial} \approx \sqrt{2,95} \approx 1,72$.

В рассматриваемом режиме работы (разгрузка насоса: $Q_T \approx 0$; $\bar{M}_{cn}(t) \approx 0$) может не выполняться условие:

$$|\bar{M}_c(t)| > \left| \tilde{M}_c(t) - 0,5\omega_\delta^2 \frac{dJ_n(\varphi)}{d\varphi} \right|_{max} \quad (15)$$

Если условие (15) не выполняется (при низкой средней нагрузке переменная ее составляющая меняет знак), то зубчатая передача будет функционировать с переключкой бокового зазора в зацеплении, что вызывает повышенную виброакустическую активность, обусловленную крутильными колебаниями зацепляющихся колес [7, 11].

Следовательно, в режиме разгрузки насоса могут суммироваться виброакустические процессы, обусловленные как силовым резонансом электродвигателя, так и колебаниями зубчатой передачи с переключкой зазора.

При работе насоса в номинальном режиме ($Q_T = 100$ л/мин; $P = 32$ МПа, $M_{cn}(t) \approx 300 + 42 \cos \omega t - 12 \cos 2\omega t$) условие (15) будет выполняться, поэтому зубчатая передача должна работать без переключки бокового зазора. Однако и в этом случае возможны крутильные колебания и вибрации, обусловленные периодическим изменением передаточного числа и жесткости зацепления.

Для решения уравнения (7) применительно к работе насосного агрегата в номинальном режиме необходимо определить функцию возмущения (8), положив

$$M_c(t) = M_{c\Sigma} = M_{cn}(t) + M_{0\Sigma np} = M_{cn}(t) + \sum_{i=1}^m A_i \cos(\omega_n t + \varphi_i) \quad (16)$$

где $M_{cn}(t)$ – момент сопротивления, обусловленный подачей насосом рабочей жидкости в напорную магистраль; $M_{0\Sigma np}$ – динамический момент, обусловленный неуравновешенными массовыми моментами инерции кривошипно-шатунных механизмов.

Как следует из (16), и при работе насосного агрегата в номинальном режиме, сохраняется доминирующая частота возмущений $M_c(t)$ и резонансный режим работы приводного электродвигателя типа ВРП 225-М4. Поскольку характеристики двигателей ВРП 225-М4 и АИУМ 225-М4 весьма близки (см. табл. 1), можно утверждать, что аналогичные результаты будут получены и применительно к ВНА СНТ 32 с двигателем АИУМ 225-М4.

Для снижения виброактивности насосного агрегата путем отстройки от резонансных режимов двигателя и устранения опасных крутильных колебаний зубчатой передачи, необходимо изменить структуру и динамические свойства агрегата.

Этого можно достичь, например, применением безредукторного привода насоса с теми же (или близкими) параметрами от тихоходного электродвигателя со значительно более низкой собственной частотой колебаний и обеспечить выполнения условия, $\omega_n \geq 1,41 k_1$ то есть работу в зарезонансном режиме.

Для этих условий могут подойти АД с частотой вращения $n_c = 750$ или 600 об/мин и собственной частотой, удовлетворяющей условию $z \geq 1,41$ и $k_\delta < 1$, см. табл. 2.

Выводы и направления дальнейших исследований. Предложен аналитический метод исследования крутильных колебаний в приводе насосных агрегатов с учетом особенностей возмущений и динамической характеристики двигателя. В результате выполненных исследований установлено, что:

1. Динамические свойства электромеханического привода высоконапорного насосного агрегата (с параметрами СНТ 32) и применяемых электродвигателей обуславливают работу последних в режиме электромагнитного резонанса, возбуждаемые при этом вынужденные крутильные колебания являются источником вибрации и шума, что

снижает надежность агрегата и его приводного двигателя, оказывает отрицательное воздействие на обслуживающий персонал;

2. При работе высоконапорного насоса в режиме разгрузки высока вероятность функционирования зубчатой передачи с перекладкой зазора при значительных уровнях вибрации и шума, оказывающих вредное воздействие на агрегат и окружающую среду;

3. Радикальным способом борьбы с вибрацией и шумом является устранение зубчатой передачи и опасных резонансных режимов крутильных колебаний в приводе высоконапорного насоса. Этого можно достичь путем перехода на структуру насосного агрегата с безредукторным приводом и применением электродвигателей с низкими значениями собственной частоты колебаний, обеспечивающими их работу в зарезонансной зоне;

4. Без изменения структуры и конструкции ВНА, принятых в СНТ 32, исключить резонансный режим можно при $\omega_n \geq 1,5\kappa_1$, применив специальный АД.

При дальнейших исследованиях необходимо анализировать динамические процессы в ВНА с учетом нелинейных свойств кривошипно-шатунных механизмов с целью исключения возможных параметрических резонансов.

Библиографический список

1. Косарев В.В., Стадник Н.И., Варшавский Ю.И. Новые насосные станции ГП «Донгипроуглемаш» для механизированных крепей // Уголь, декабрь 2007. – С.45-48.
2. Гуляев В.Г., Бойко Н.Г. Требования к гидроэнергетическим установкам механизированных крепей нового технического уровня // Известия Донецкого горного института. – Донецк, 2000. - №2. – С.47-51.
3. Современные насосные станции для очистных агрегатов и механизированных крепей / Н.И. Стадник, Ю.И. Варшавский, А.В. Мезников, А.Л. Олифиренко // Уголь Украины, 2005, №9. – С. 19-20.
4. Расчет и конструирование гидроприводов механизированных крепей / под ред. Ю.Ф. Пономаренко // М.: Машиностроение, 1981. – 327 с.
5. Пономаренко Ю. Ф. Насосы и насосные станции механизированных крепей // М.: Недра, 1983.-183 с.
6. Гуляев В.Г., Гуляев К.В., Селихов А.В. К разработке математической модели высоконапорного агрегата системы гидропривода механизированных крепей. Матеріали IV Міжнародної науково-технічної конференції аспірантів і студентів, 11-14 травня 2004 р. Донецьк, 2004.
7. Гуляев К. В. Математическая модель привода высоконапорного насосного агрегата для гидро-системы механизированных крепей // Наукові праці ДонНТУ. Серія: "Гірничо-електромеханічна". Випуск №83 Донецьк, 2004. - С.121-128.
8. Гуляев В. Г., Гуляев К. В., Анохина С. А. Анализ кинематических и динамических свойств кривошипно-шатунного механизма в приводе насосного агрегата // Наукові праці ДонНТУ Вип. 13 (123) Серія „Гірничо-електромеханічна” Донецьк, 2007. – С. 44-56
9. Вейц В. Л. Динамика машинных агрегатов // Л.: Машиностроение, 1969. - 370 с.
10. Вульфсон И.И. Динамические расчеты цикловых механизмов. Л.: Машиностроение, 1976. – 328 с.
11. Гуляев В.Г., Гуляев К.В., Анохина С.А. Динамические модели для исследования виброактивности насосных агрегатов в системах гидропривода механизированных крепей // Наукові праці ДонНТУ. Випуск 14(127). Серія: гірничо-електромеханічна. Донецьк – 2007. – С.81-92.
12. Пархоменко А. И., Ширнин И. Г., Маслий А.К. Взрывозащищенные асинхронные электродвигатели // М.: Недра, 1992. - 192 с.
13. Иориш Ю. И. Виброметрия. Измерения вибрации и ударов. Общая теория, методы и приборы. М.: «Государственное научно-техническое издательство машиностроительной литературы», 1963. – 771 с.

©Гуляев В.Г., Гуляев К.В., Анохина С. А., 2008

УДК 622.887.3:614.895

МАРИЙЧУК И.Ф., ПОЛОЖИЙ В.О. (НИИГД «Респиратор»)

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ ФОРМУЛИРОВКА ЗАДАЧ ИССЛЕДОВАНИЙ ТЕПЛООБМЕННЫХ ПРОЦЕССОВ В КОНТЕЙНЕРЕ С ВОДОЛЕДЯНЫМИ АККУМУЛЯТОРАМИ ХОЛОДА

Изложена математическая постановка задач исследований теплопереноса в системе «окружающая среда – теплоизолирующий контейнер – водоледающие аккумуляторы холода», решение которых позволит определить оптимальные параметры контейнера для хранения и переоснащения аккумуляторами холода противотепловой одежды горноспасателей.

Для хранения и переоснащения противотепловой одежды горноспасателей водоледающие охлаждающие элементы [1] (далее ОЭ-2) доставляют с поверхности к месту ведения аварийно-спасательных работ в контейнерах К-1, которые переносят в руках или на спине. При жёсткой, прямоугольной форме корпуса и массе контейнера 20 кг, его транспортировка – трудоёмкий процесс. Контейнер технологически сложен в изготовлении, имеет высокую себестоимость. Внутренний слой корпуса выполнен из пенополистирола (ПСВ-1) или пенополиэтилена (ППЭ-3), наружный – стеклопластик (пластмасса на основе полиэфирных смол). Оба материала конструкции являются химически вредными веществами для человека.

Время хранения ОЭ-2 в замороженном виде в контейнере К-1 определили экспериментальным путем в лабораторных условиях (в тепловой камере) при температурах воздуха 20; 30; 40 °С без учета их извлечения для переоснащения противотепловой одежды.

В связи с этим актуально проведение теоретических и экспериментальных исследований с целью разработки принципиально новой конструкции, лишенной указанных недостатков.

Объект теоретических исследований – теплообменные процессы в системе “водоледающие охлаждающие элементы – теплоизолирующий контейнер – окружающая среда”.

Эти процессы представляют собой конвективную теплоотдачу рудничного воздуха с температурой $T_{в} = 20...40$ °С внешней (наружной) поверхности контейнера и последующую передачу теплоты, полученной извне, через стенки контейнера – массиву ОЭ-2, уложенных в контейнер при начальной температуре $T_0 = -20...-10$ °С. В результате протекания этих процессов температура ОЭ-2 повышается и через некоторый промежуток времени τ^* , с, при температуре $T^* = 0$ °С и выше они становятся не пригодными для использования.

Период хранения замороженных ОЭ-2 является основной технической характеристикой контейнера, критерием оптимальности его конструкции, зависящим от следующих факторов:

- геометрических размеров конструкции контейнера;
- толщины и теплоизоляционных свойств материалов стенок контейнера (однослойных или многослойных);
- начальной температуры ОЭ-2 и их суммарной массы;
- температур: рудничного воздуха, тела человека при доставке контейнера на спине, пород после установки контейнера на почву выработки в районе ведения работ;
- наличия воздушных прослоек между слоями стенок контейнера;

- наличия дополнительного незакрепленного слоя из прорезиненной ткани между массивом ОЭ-2 и внутренней поверхностью контейнера;
- периодичности и времени извлечения партии ОЭ-2 для переоснащения одежды.

Решение поставленных задач позволит произвести сравнительную характеристику теплоизоляционных свойств существующего аналога и разрабатываемого контейнера при использовании других, более лёгких и не токсичных материалов, а также доказать или опровергнуть целесообразность создания воздушных прослоек в стенках контейнера и применения дополнительной теплоизоляции в виде прорезиненной ткани.

Математическая формулировка задач исследований производится при следующих предположениях и допущениях.

Отсчёт времени τ (в с) производится после загрузки контейнера, с момента его закрытия. Считается, что в начальный момент ($\tau = 0$) ОЭ-2, с температурой T_0 , К, уложены в контейнер до верха. Принимается, что внутренний объём контейнера имеет форму параллелепипеда. Положение точек в массиве ОЭ-2 определяется в прямоугольной системе координат x_1 , x_2 и x_3 , м, начало которой 0 совмещается с геометрическим центром внутреннего пространства контейнера (рис. 1).

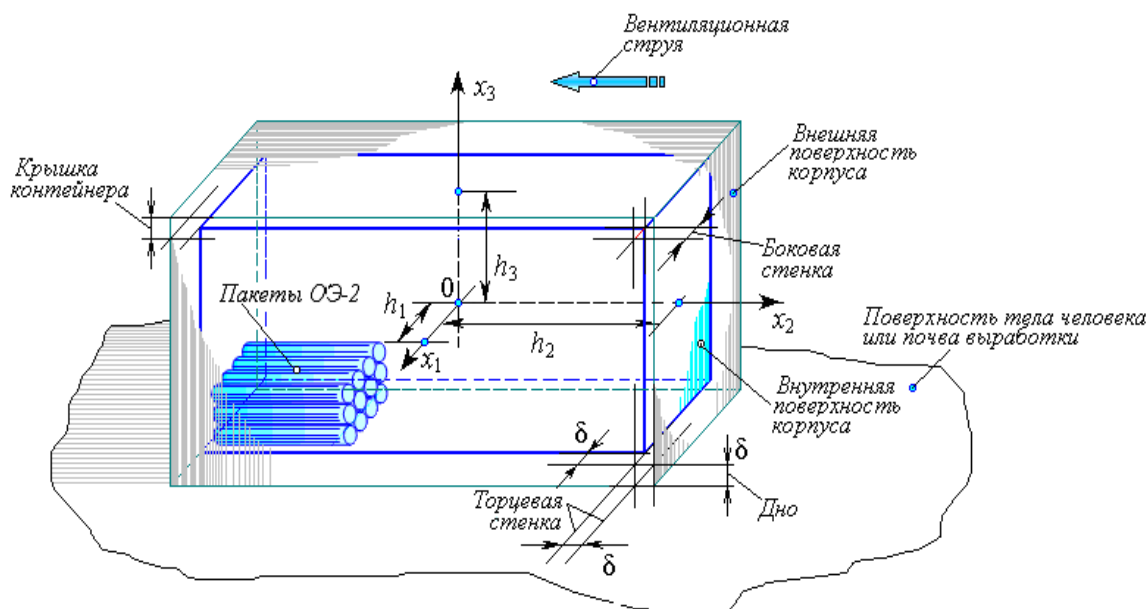


Рис. 1. Расчётная схема теплоизолирующего контейнера

Расстояния от начала координат до стенок контейнера: $h_1 = h_{\min}$ – половина минимального размера внутреннего пространства контейнера (половина ширины торцевой, поперечной стенки изнутри, в горизонтальном направлении Ox_1), м; $h_2 = h_{\max}$ – половина максимального размера внутреннего пространства контейнера (половина длины боковой, продольной стенки изнутри, в горизонтальном направлении Ox_2), м; $h_3 = h_{\min} \dots h_{\max}$ – половина высоты внутреннего пространства контейнера (в направлении вертикальной оси Ox_3), м.

Предполагаем, что ОЭ-2 уложены плотно, и можно пренебречь объёмом воздушных зазоров между пакетами и стенками контейнера. Воздух является теплоизолятором, и данное допущение позволяет получать ожидаемый период пригодности ОЭ-2

с определённым запасом надёжности. Однако, при этом учитываем возможность конвективного теплообмена между верхней поверхностью массива ОЭ-2 и воздухом после открытия контейнера в период извлечения очередного комплекта переоснащения (период переоснащения).

Так как пространство контейнера заполняется ОЭ-2 с одинаковыми размерами и теплофизическими свойствами, то находящуюся в контейнере суммарную массу льда в полиэтиленовых оболочках, считаем однородным твёрдым телом.

С учётом принятых допущений и предположений, распределение температуры в массиве упакованных ОЭ-2 описывается уравнением теплопередачи [2-4]

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} = a \cdot \sum_{i=1}^3 \frac{\partial^2 T}{\partial x_i^2}; \quad \tau \geq 0; \quad -h_i \leq x_i \leq h_i, \quad (1)$$

где T – температура, K ; a – коэффициент температуропроводности объёма суммарной массы ОЭ-2 (с учётом наличия полиэтиленовых оболочек), принимаемый одинаковым по всем направлениям пространства, m^2/c ; $i = 1..3$ – индекс суммирования по пространственным координатам.

В дальнейшем объём суммарной массы ОЭ-2 в контейнере (порций льда в полиэтиленовых оболочках) кратко назовем массивом, его торцевые поверхности – торцами, продольные поверхности – боками, донная поверхность – дном, верхнюю поверхность – верхом.

Уравнение (1) дополним начальным условием

$$T(x_1, x_2, x_3, 0) = T_0; \quad -h_i \leq x_i \leq h_i, \quad (2)$$

где T_0 – температура ОЭ-2 в период упаковки контейнера, K .

Граничные условия запишем для периода доставки τ_d , c , и периода переоснащения $\tau \in [\tau_d \dots \tau^*]$, c .

Так как неподвижный воздух отдаёт теплоту контейнеру менее интенсивно, чем подвижный, принимаем худший вариант: контейнер доставляется по стабильно проветриваемой горной выработке. Если он переносится в руках в течение τ_d , то граничные условия на боках, торцах, дне и верхе массива – попарно симметричны. Для боков и торцов массива эта симметрия сохраняется и после установки контейнера на почву выработки в районе ведения работ. Принимается, что процесс теплопередачи через боковые и торцевые стенки контейнера в течение всего периода исследований, а через крышку и дно в период доставки, происходит в соответствии с граничными условиями третьего рода [4]

$$-\lambda \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_i} \right|_{x_i = \pm h_i} = \pm k_i \cdot (T|_{x_i = \pm h_i} - T_B) \quad ; \quad i = 1, 2; \quad \tau > 0, \quad (3)$$

$$-\lambda \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_3} \right|_{x_3 = \pm h_3} = \pm k_3 \cdot (T|_{x_3 = \pm h_3} - T_B) \quad ; \quad \tau < \tau_d, \quad (4)$$

где λ – коэффициент теплопроводности массива, который как и коэффициент температуропроводности, принимается одинаковым по всем направлениям, и должен определяться экспериментально, $Вт/(м \cdot К)$; знак правых частей (3) и (4) совпадает со знаком у h_i ;

$$k_i = \frac{1}{\frac{1}{\alpha_i} + \sum_{j=1}^{n_i} \frac{\delta_{ij}}{\lambda_{ij}}} \quad (5)$$

эквивалентный коэффициент теплопередачи (термической проводимости) корпуса контейнера в направлениях x_i , $Bm/(m^2 \cdot K)$; α_i – коэффициент конвективной теплоотдачи потока рудничного воздуха внешней поверхности контейнера, зависящий от геометрических размеров стенок (в том числе дна и крышки контейнера) и скорости вентиляционной струи [6] $Bm/(m^2 \cdot K)$; n_i – число слоёв стенок контейнера с возможными воздушными прослойками и прорезиненной тканью в направлениях x_i ; j – индекс суммирования по слоям, прослойкам и прорезиненной тканью (в дальнейшем последнее также назовем слоями); δ_{ij} – толщина j -го слоя стенки в направлении x_i , м; λ_{ij} – коэффициент теплопроводности j -го слоя стенки в направлении x_i , $Bm/(m \cdot K)$; T_b – температура рудничного воздуха, K .

Симметрия условий (3) нарушается при доставке контейнера на спине. В этом случае граничное условие на одной из боков массива, например, при $x_1 = +h_1$ заменяем на условие второго рода [5-7]

$$\lambda_{\text{э}1} \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_1} \right|_{x_1=h_1} = q_{\text{ч}}; \quad 0 < \tau < \tau_{\text{д}}, \quad (6)$$

где

$$\lambda_{\text{э}1} = \frac{\lambda \cdot h_1 + \sum_{j=1}^{n_1} \lambda_{1j} \cdot \delta_{1j}}{h_1 + \sum_{j=1}^{n_1} \delta_{1j}} \quad (7)$$

эквивалентная (средневзвешенная) теплопроводность боковых стенок контейнера и массива в направлении Ox_1 ; $q_{\text{ч}}$ – удельный поток теплоты, выделяемой человеком, Bm/m^2 .

После доставки контейнера и установке на почве выработки, на дне массива задаём граничное условие аналогичное (7)

$$\lambda_{\text{э}3} \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_3} \right|_{x_3=-h_3} = q_{\text{п}}; \quad \tau \geq \tau_{\text{д}} \quad (8)$$

где

$$\lambda_{\text{э}3} = \frac{\lambda \cdot h_3 + \sum_{j=1}^{n_3} \lambda_{3j} \cdot \delta_{3j}}{h_3 + \sum_{j=1}^{n_3} \delta_{3j}} \quad (9)$$

эквивалентная (средневзвешенная) теплопроводность дна контейнера и массива в направлении Ox_3 ; $q_{\text{п}}$ – удельный поток теплоты из пород в районе ведения работ, Bm/m^2 .

В периоды извлечения комплектов ОЭ-2 из контейнера в граничное условие (4) для верха массива вместо k_3 подставляем значение коэффициента конвективной теплоотдачи потока рудничного воздуха обнажённому верху массива α_3

$$-\lambda \cdot \frac{\partial T}{\partial x_3} \Big|_{x_3=+h_3-(r-1)\cdot\Delta h_3} = \alpha_3 \cdot (T|_{x_3=+h_3-(r-1)\cdot\Delta h_3} - T_B); \quad (10)$$

$$\tau \geq \tau_d; \quad \tau \in [\tau_r, \tau_r + \Delta\tau_r], \quad r = 1 \dots R$$

где Δh_3 – высота извлекаемого из контейнера слоя комплекта ОЭ-2, m ; r – номер очередного извлекаемого комплекта по порядку; R – число комплектов переоснащения в контейнере; τ_r , $\Delta\tau_r$ – моменты времени открытия контейнера для извлечения комплектов ОЭ-2 и его длительность s .

После завершения извлечения комплекта и закрытия крышки, на верху массива задаём условие

$$-\lambda \cdot \frac{\partial T}{\partial x_3} \Big|_{x_3=+h_3-r\cdot\Delta h_3} = k_{3r} \cdot (T|_{x_3=+h_3-r\cdot\Delta h_3} - T_B); \quad (11)$$

$$\tau \geq \tau_d; \quad \tau \notin [\tau_r, \tau_r + \Delta\tau_r], \quad r = 1 \dots R,$$

где

$$k_{3r} = \frac{1}{\sum_{j=1}^{n_3} \frac{\delta_{i_j}}{\lambda_{i_j}} + r \cdot \frac{\Delta h_3}{\lambda_B}}; \quad (12)$$

λ_B – коэффициент теплопроводности воздуха, $Вт/(м^2 \cdot К)$.

При этом верх массива опускается на величину $(r-1) \cdot \Delta h_3$.

Таким образом, в математической формулировке, задача заключается в решении уравнения (1) с начальным условием (2) и граничными условиями (3), (4), (6), (8), (10), (11).

При дальнейших исследованиях уравнение и краевые условия представляем в критериальном виде. Для этого вместо $T(x, y, z, \tau)$ рассматриваем функцию $\theta(x, y, z, \tau)$, равную отношению разности (приращения) между температурой массива внутри контейнера и температурой окружающей среды, к той же разности в начальный момент, а именно

$$\theta = \frac{T - T_B}{T_0 - T_B} \quad \text{или} \quad T = T_B + (T_0 - T_B) \cdot \theta, \quad (13)$$

и вводим безразмерные координаты

$$\xi_i = \frac{x_i}{h}, \quad (14)$$

где h – характерный линейный внутренний размер контейнера, принимаем $h = h_{\max}$.

Относительно θ , в координатах (14), задачу формулируем следующим образом. Найти решение уравнения

$$\frac{\partial \theta}{\partial Fo} = \sum_{i=1}^3 \frac{\partial^2 \theta}{\partial \xi_i^2}; \quad Fo \geq 0; \quad -l_i \leq \xi_i \leq +l_i; \quad (15)$$

при начальном условии

$$\theta(\xi_1, \xi_2, \xi_3, 0) = \theta_0 = 1; \quad (16)$$

и следующих граничных условиях.

На боках и торцах массива при доставке в руках

$$-\frac{\partial \theta}{\partial \xi_i} \Big|_{\xi_i = \pm l_i} = \pm Bi_i \cdot \theta \Big|_{\xi_i = \pm l_i}; \quad i=1, 2; \quad Fo > 0 \quad (17)$$

При доставке на спине условия (17) сохраняются за исключением боковой поверхности с положительной координатой ξ_1 , т.е.

$$\frac{\partial \theta}{\partial \xi_1} \Big|_{\xi_1 = l_1} = \begin{cases} Bi_{\text{ч}}, & 0 < Fo < Fo_{\text{д}}; \\ Bi_1 \cdot \theta \Big|_{\xi_1 = l_1}, & Fo \geq Fo_{\text{д}}. \end{cases} \quad (18)$$

На дне массива

$$\frac{\partial \theta}{\partial \xi_3} \Big|_{\xi_3 = -l_3} = \begin{cases} Bi_3 \cdot \theta \Big|_{\xi_3 = -l_3}, & 0 < Fo < Fo_{\text{д}}; \\ Bi_{\text{п}}, & Fo \geq Fo_{\text{д}}. \end{cases} \quad (19)$$

На верху массива при доставке, в период переоснащения при открытой крышке, и в период переоснащения при закрытой крышке

$$-\frac{\partial \theta_3}{\partial \xi_3} \Big|_{\xi_3 = l_3} = Bi_3 \cdot \theta_3 \Big|_{\xi_3 = l_3}, \quad 0 < Fo < Fo_{\text{д}}; \quad (20)$$

$$-\frac{\partial \theta}{\partial \xi_3} \Big|_{\xi_3 = l_3 - (r-1) \cdot \Delta \xi_3} = Bi_{3\alpha} \cdot \theta \Big|_{\xi_3 = l_3 - (r-1) \cdot \Delta \xi_3}, \quad Fo \in [Fo_r, Fo_r + \Delta Fo_r]; \quad (21)$$

$$-\frac{\partial \theta}{\partial \xi_3} \Big|_{\xi_3 = l_3 - r \cdot \Delta \xi_3} = Bi_{3r} \cdot \theta \Big|_{\xi_3 = l_3 - r \cdot \Delta \xi_3}, \quad Fo \notin [Fo_r, Fo_r + \Delta Fo_r], \quad (22)$$

где

$$Fo = \frac{a^2}{h^2} \cdot \tau; \quad Fo_{\text{д}} = \frac{a^2}{h^2} \cdot \tau_{\text{д}}; \quad Fo_r = \frac{a^2}{h^2} \cdot \tau_r; \quad \Delta Fo_r = \frac{a^2}{h^2} \cdot \Delta \tau_r \quad (23)$$

безразмерные комплексы, характеризующие время (числа Фурье); $l_i = h_i / h$ – одно из безразмерных расстояний h_i ; $\Delta l_3 = \Delta h_3 / h$;

$$Bi_i = \frac{k_i \cdot h}{\lambda}; \quad Bi_{3\alpha} = \frac{\alpha_3 \cdot h}{\lambda}; \quad Bi_{3r} = \frac{k_{3r} \cdot h}{\lambda}; \quad Bi_{\text{ч}} = \frac{q_{\text{ч}} \cdot h}{\lambda_{\text{э1}}}; \quad Bi_{\text{п}} = \frac{q_{\text{п}} \cdot h}{\lambda_{\text{э3}}} \quad (24)$$

безразмерные комплексы, характеризующие интенсивность теплопередачи через корпус контейнера (числа Био).

Учёт многослойности контейнера в граничных условиях позволяет производить сравнительную оценку его теплоизоляции в зависимости от теплофизических свойств составляющих его слоёв, в том числе при наличии и отсутствии воздушной прослойки между слоями.

Принятое различие в теплопередаче по направлениям координатных осей предоставляет возможность моделировать теплообменные процессы при наличии воздушного пространства переменного объёма под крышкой контейнера после очередного извлечения ОЭ-2, при наличии и отсутствии дополнительной прорезиненной ткани.

Следовательно, уравнение (15) с краевыми условиями (16)-(22) представляют собой математическую формулировку задач исследований. Для их решения необходимо знать теплоизоляцию стенок контейнера, которая оценивается по величине коэффициента теплопередачи k_i и в комплексе с учётом геометрических размеров стенок, числом Bi_i .

Для проведения дальнейших исследований необходимо определить возможный диапазон изменения этих показателей в зависимости от следующих факторов: конструкции стенок контейнера (числа слоёв и их толщины); теплофизических свойств материалов, составляющих конструкцию; скорости воздушного потока, омывающего контейнер. Теплофизические параметры воздуха, льда и материалов конструкции контейнеров, используемых (пенополиэтилен, пенополистирол) и предлагаемых для использования (пенополиуретан, прорезиненная ткань), приведены в табл. 1.

Табл 1. Теплофизические параметры веществ и материалов*

Вещество, материал	$T, ^\circ C$	$\rho, \frac{кг}{м^3}$	$\lambda \cdot 10^2, \frac{Вт}{м \cdot K}$	$c_p, \frac{кДж}{кг \cdot K}$	$\alpha \cdot 10^6, \frac{м^2}{с}$	$\nu \cdot 10^6, \frac{м^2}{с}$
Воздух	0	1,293	2,44	1,005	17,2	13,28
	20	1,205	2,59	1,005	18,1	15,06
	40	1,128	2,76	1,005	19,1	16,96
Лёд	0	920	225	2,26	1,08	–
Прорезиненная ткань	0	1200	16,3	1,38	0,0985	–
Пенополистирол		50	3,373	–	0,0895	–
Пенополиуретан	–	–	2,0	–		–
Пенополиэтилен	минимум	60	4,652	–	0,0139	–
	максимум	87		–	0,2306	–

* c_p – теплоёмкость; ν – кинематическая вязкость

Одной из составляющих коэффициента теплопередачи является коэффициент теплоотдачи α_i окружающей воздушной среды наружной поверхности контейнера. Определим возможный диапазон его изменения.

В соответствии с [7,8] α_i является одной из характеристик интенсивности поступления теплоты через стенки контейнера извне в результате соприкосновения поверхности контейнера с макрообъёмами движущегося по горным выработкам воздуха. Этот вид переноса теплоты называется конвективным, а его интенсивность определяется безразмерным комплексом Нуссельта (числом Nu), в который входит коэффициент теплоотдачи α [8]

$$Nu = \frac{\alpha \cdot \ell}{\lambda_b}, \quad (25)$$

где $\ell = 2 \cdot h$ – характерный линейный размер омываемой воздухом поверхности, для прямоугольной плоскости им является наибольший из её размеров (нижний индекс “i” далее не приводится), м; λ_b – коэффициент теплопроводности воздуха, равный $2,7 \cdot 10^{-2} \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$.

В свою очередь, для прямоугольной плоскости число Nu зависит от числа Рейнольдса (Re) следующим образом [7]

$$Nu = 0,032 \cdot Re^{0,8}, \quad (26)$$

где

$$Re = \frac{u \cdot \ell}{\nu}. \quad (27)$$

Здесь u – скорость вентиляционной струи в выработке, м/с; ν – кинематическая вязкость воздуха, м²/с.

На основании (25-27) для вычисления коэффициента теплоотдачи получается выражение:

$$\alpha = \frac{\lambda_b}{2 \cdot \ell} \cdot Nu = 0,032 \cdot \frac{\lambda_b}{\ell} \cdot Re = 0,032 \cdot \frac{\lambda_b}{\ell^{0,2}} \cdot \left(\frac{u}{\nu}\right)^{0,8}. \quad (28)$$

При худших условиях: температуре рудничного воздуха $T_b = 40^\circ \text{C}$; максимальной из возможной скорости вентиляционной струи на выемочных участках $u = 5,0 \text{ м}/\text{с}$; ориентировочном продольном размере контейнера $\ell = 0,55 \text{ м}$ значение величины коэффициента теплоотдачи равно $23,6 \text{ Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{К})$

Минимальная удельная мощность теплоты, которая может передаваться наружной поверхности контейнера (в случае $T = T^* = 0^\circ \text{C}$ и $T_b = 40^\circ \text{C}$), при вышеуказанном значении коэффициента теплоотдачи равна:

$$q_{min} = \alpha \cdot (T_b - T^*) = 946 \text{ Вт}/\text{м}^2.$$

Для сравнения отметим, что организм человека в спокойном состоянии вырабатывает около $320 \text{ кДж}/\text{ч} \approx 89 \text{ Вт}$ теплоты, при физической нагрузке средней напряжённости – примерно $800 \text{ кДж}/\text{ч} \approx 222 \text{ Вт}$, а при тяжёлой физической нагрузке – до $1600 \text{ кДж}/\text{ч} \approx 444 \text{ Вт}$ [7]. Если предположить, что при доставке контейнера на спине человек испытывает тяжёлую физическую нагрузку, то при площади по-

верхности тела $S_q = 2,0 м^2$, $q_q = 222 Вт/м^2$, что более, чем в 4 раза меньше величины удельной мощности конвективной теплоотдачи q_{min} .

Средний удельный тепловой поток из недр Земли к её поверхности ещё менее значителен и составляет $q_n = 7 \cdot 10^{-2} Вт/м^2$ [7]. Поэтому, если в период доставки не учитывать возможный контакт контейнера с телом человека, а в период переоснащения – с почвой выработки, то результаты моделирования динамики температуры будут иметь запас надёжности, так как теплоотдача движущегося потока воздуха поверхности контейнера конвекцией (граничное условие третьего рода), протекает значительно интенсивнее, чем теплопередача на границе соприкосновения контейнера с телом человека или почвой выработки (граничное условие второго рода).

В результате, до первого открытия контейнера задачу можно считать симметричной относительно геометрического центра массива ОЭ-2, а в период переоснащения учитывать отсутствие симметрии только по высоте контейнера, ввиду изменения граничного условия на верху массива.

Расчётные значения коэффициента теплопередачи и числа Био в зависимости от конструкции стенок контейнера приведены в табл.2. Вариант 1 с однослойной толстой тяжёлой стенкой считается конструкцией известного аналога, а вариант 4 – предлагаемая конструкция. Создание воздушной прослойки, толщиной 1 см в исходной конструкции (вариант 2), наряду с облегчением стенки, позволяет снизить теплопередачу почти на 12 % ($Bi_1=0,1094$; $Bi_2=0,0967$). Замена на пенополиуретан (вариант 3) позволяет улучшить этот показатель ещё на 47 % ($Bi_3=0,0508$). Дополнение конструкции прорезиненной тканью толщиной 0,5 см (вариант 4) на теплоизоляцию стенки практически не сказывается ($Bi_4=0,0502$). Однако, предполагаем, что этот слой будет препятствовать непосредственному контакту верхних пакетов ОЭ-2 с тёплым воздухом в образующемся под крышкой свободном пространстве по мере извлечения комплектов ОЭ-2.

Результаты расчётов теплоизоляции крышки контейнера после извлечения первого комплекта ОЭ-2 (вариант 5) показывают, что наличие воздушной прослойки толщиной 10 см между крышкой контейнера и прорезиненной тканью снижает теплопередачу на 67 % ($Bi_5=0,0165$) по сравнению с вариантом 4 – полностью загруженного контейнера.

При длительности исследуемого суммарного периода доставки и переоснащения $\tau = 6...8 ч$, максимальное значение числа Фурье изменяется в диапазоне $Fo_6 = 0,308...Fo_8 = 0,411$.

Таким образом, результаты моделирования динамики температуры массива ОЭ-2 при решении поставленных задач (15-22) в диапазоне изменения $Bi = 0,0165...0,1094$ позволят выбрать конструкцию теплоизолирующего контейнера минимальной массы с максимальным сроком хранения водоледяных аккумуляторов холода, а следовательно повысить эффективность и безопасность работы горноспасателей в противотепловой одежде.

Таблица 2. Зависимость теплоизоляции контейнера от числа, толщины и материала слоёв стенок

Вариант	Число слоёв n	Материал j -го слоя	Толщина слоя δ_j		Теплопроводность слоя λ_j		$\sum_{j=1}^n \frac{\delta_j}{\lambda_j}$ $\frac{Вт}{м^2 \cdot К}$	Теплопередача k , $\frac{Вт}{м^2 \cdot К}$	Число Био Bi	Примечания
			см	$\frac{м \cdot К}{Вт}$	$\frac{Вт}{м \cdot К}$	$\frac{Вт}{м^2 \cdot К}$				
1	1	Пенополиэтилен	5,0	0,04652		1,075	0,895	0,1094	Стенка аналога	
2	3	Пенополиэтилен	2,0	0,04652		1,222	0,791	0,0967	Стенка аналога с воздушной прослойкой	
		Воздух	1,0	0,02760						
		Пенополиэтилен	2,0	0,04652						
3	3	Пенополиуретан	2,0	0,02000		2,362	0,416	0,0508	Вариант 2 с другим, менее теплопроводным, материалом слоёв	
		Воздух	1,0	0,02760						
		Пенополиуретан	2,0	0,02000						
4	4	Пенополиуретан	2,0	0,02000		2,393	0,411	0,0502	Вариант 3 с дополнительной прорезиненной тканью	
		Воздух	1,0	0,02760						
		Пенополиуретан	2,0	0,02000						
		Прорезиненная ткань	0,5	0,16300						
5	5	Пенополиуретан	2,0	0,02000		6,016	0,165	0,0165	Вариант 4 с дополнительной воздушной прослойкой (после извлечения комплекта ОЭ-2)	
		Воздух	1,0	0,02760						
		Пенополиуретан	2,0	0,02000						
		Воздух	10,0	0,02760						
		Прорезиненная ткань	0,5	0,16300						

При температуре воздуха $T_a = 40,0 \text{ }^\circ\text{C}$ его вязкость $\nu = 1,696 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2/\text{с}$; теплопроводность $\lambda_a = 0,0276 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$.

Библиографический список

1. Карпекин В.В., Марийчук И.Ф., Клименко Ю.В. Определение параметров водолеяного аккумулятора холода для противотепловой одежды горноспасателей // Науковий вісник НГА – Дніпропетровськ, 2002. – № 5. – С. 82-86
2. Теплотехнический справочник / Под ред. Юренева В.Н., Лебедева П.Д. // т. I-II. – М.: Энергия, 1975-1976. – 335 с.
3. Лыков А.В. Теория теплопроводности. – М.: Высш. шк., 1980. – 478 с.
4. Баскаков А.П., Берг Б.В., Витт О.К. Теплотехника. – М.: Энергоиздат, 1982. – 264 с.
5. Шурин С.И. Теплопередача. – М.: Высшая школа, 1964. – 481 с.
6. Михеев М.А., Михеева И.М. Основы теплопередачи. – М.: Энергия, 1973. – 320 с.
7. Дмитриев А.П., Гончаров С.А. Термодинамические процессы в горных выработках. Учебник для вузов. – М.: Недра, 1983. – 312 с.
8. Бурчаков А.С. Мустель П.И., Ушаков К.З. Рудничная аэрология. – М.: Недра, 1971. – 376 с.

©Марийчук И.Ф., Положий В.О., 2008

TADEUSZ REMBIELAK (AGH University of Science and Technology, Kraków, Poland)

INCREASING SAFETY OF WORK IN MINING BY SEALING AND FIRING THE ROCK MASS

The need to apply in mining technologies, to a wider extent than so far, sealing and firming a rock mass in a surrounding of excavations, as a way to limit dangerous incidents occurrence with participation of people, during performing and exploiting the excavations, and by that increasing the safety and efficiency of work in underground mines, was pointed in the paper.

1. Introduction

In underground mines quite often occurs a necessity of injectory sealing and firming the rock mass during performing or rebuilding the excavations, and when exploiting them. Zones of loose rock mass occurrence in a nearer or further distance from the performed or existing excavation can have a big influence on the proceeding of several technological processes being realised in the mine, and on the work safety [1 to 4]. The increasing of work safety in mines comprises a very wide range of activities, which are undertaken both at the stage of performing, as well as using the excavations. The range and the possibilities to realize appropriate prophylactic actions depend in practice on several factors.

Undertaking and realizing prophylactic actions in a certain time and in sufficient range, for example as injectory ‘improving a rock mass’ in a surrounding of the excavations, allows ‘non-problem’ safe exploitation, with eliminating several technical-motion problems.

During performing excavations in the zones of tectonic disturbances, in the regions of rock mass loosening, connected with the presently performed mining activity or the activities performed in the past, difficulties and dangerous situations connected with rocks movement to the excavations, water or quicksand outflow, air escape to the abandoned workings and gas outflow from the rock mass, and arising of the new or activating the old focuses of spontaneous fires occur.

In order to avoid several problems connected with long-term maintaining excavations of strategic importance for a mine it is essential to undertake appropriate prophylactic activities both at the stage of performing these excavations, as well as during their exploitation. In-

creasing work safety and eliminating several problems can be achieved by applying simple geotechnical treatments, mainly by injectory sealing and firming of a rock mass in a surrounding of excavations.

2. Performance of excavations through zones of destroyed rock mass

During performing excavations in underground mines, through the zones of destroyed rock mass, connected with geological disturbances or previous mining activity, dangerous falls of roof rocks of a considerable height range can occur. Results of these falls can be immediate, in a form of the performed excavation's destruction and appearing of dangerous occurrence with the presence of people. Applying injectory sealing and firming the rocks in the lead of such an excavation, effectively limits roof rocks' falling occurrence during performance of such excavations [1].

- In order to perform correctly a process of sealing and firming a rock mass before a forehead of the performed excavation or in its surrounding it is, for example, necessary to:
 - Perform appropriate research of rock mass, e.g.: rock resistance, gapping and soaking,
 - Workout a technology of surface or hole sealing and firming of a rock mass, taking into consideration the results obtained from examining the rock mass,
 - Elaborate special distribution of holes for sealing and firming rocks,
 - Select and then press appropriate sealing or firming agents to the rock mass through injectory holes,
 - Re-inspect for example: gaps in order to check the effectiveness of the performed sealing or firming process and in case of a necessity introducing correction in a spatial distribution of injectory holes, and performing complementary injection.

Applying injectory sealing and firming the rocks in the lead of such an excavation, does not concern only the zones of tectonic disturbances. This may be also essential in case of the performed excavations passing laterally through the stratum's zones and layers of the rock mass, effectively limiting movement of the rocks from the forehead of the face to the excavation and roof walls falls occurrence during performing such excavations.

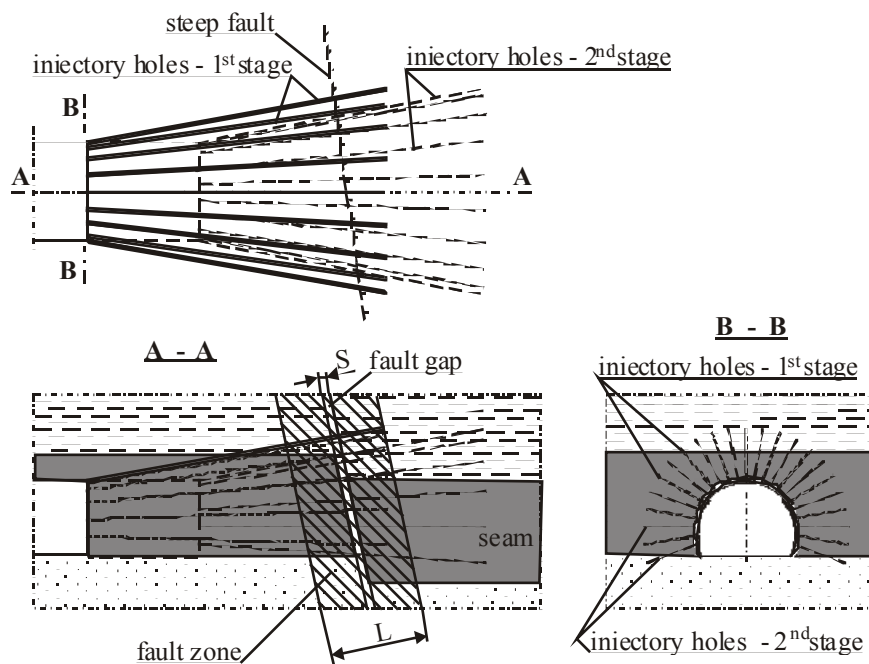


Fig. 1. Diagram of injectory holes placement during going by the excavations through fault zone

In fig. 1. an example of schemata of injectory holes placement during going by the excavations through the fault zone was presented. The holes drilled in the lead of the performed excavation of a minimum 15m length allow analysing thoroughly a localisation of the destroyed rock mass's zone. After the injection the forehead of the performed excavation is moved maximally to the half length of the injectory holes, and then another series of injectory holes is drilled.

It should be stressed that each case of performing an excavation through z zone of a destroyed rock mass should be considered individually, and the geotechnical operations should be realised very thoroughly.

3. Injectory forming of a rock mass during rebuilding excavations

In underground mines there is often a need of rebuilding excavations, partly or at the whole their length, which most often results from the decrease of excavation section, parts of lining elements destruction, and as the consequence, limiting its functions, which have been till present. In case of considerable rock mass structure destruction, it is necessary to perform several auxiliary works for the preceding support or firming the rocks in the place of rebuilding [3, 4].

In order to unblock the tightened excavation for the purpose of transport and to reconstruct the required cross-cut of such an excavation, rebuilding with or without the basic functions of the excavation is performed. In case of a considerable damage of the rock mass's structure, several auxiliary works are performed for the preceding support or firming the rocks in the place of rebuilding [3, 4].

To avoid too detailed discussions regarding the causes and the process of excavations' deformation, as well as a necessity of its single or multiple rebuilding - it should be stated that in many cases – before starting the rebuilding – it is not only necessary to firm the loose rock mass, but also its prophylactic sealing, in order to limit the air outflow, pressing gases from the abandoned workings, and preventing from occurrence and development of the spontaneous fires [1].

Stopping or considerable limiting of a range of prophylactic works, preceding rebuilding of a selected excavation leads unfortunately quite often to the occurrence of dangerous incidents with participation of people, such as embankments and falls of roof rocks.

Prophylactic works connected with the preceding firming of a rock mass before starting the rebuilding are usually limited to certain parts of the excavation. The whole problem is that in order to determine accurately the regions, which require a particular treatment due to geological-mining reasons.

Before starting the rebuilding it is necessary to work out a spatial distribution of the injectory holes, to determine their essential length, and to create a particular recipe or to select an appropriate sealing-firming agent. Working out a sealing and firming technology of a rock mass before starting the rebuilding should be preceded by performing rock mass gap examination in the surrounding of the excavation.

In fig. 2 an example of injectory holes placement for sealing and firming a rock mass, preceding the rebuilding of an excavation has been presented. Injectory holes of the length 2 to 4 m are pressed in directly after drilling. After injection the rebuilding can be performed maximally to a half way of the length of the rock mass's zone.

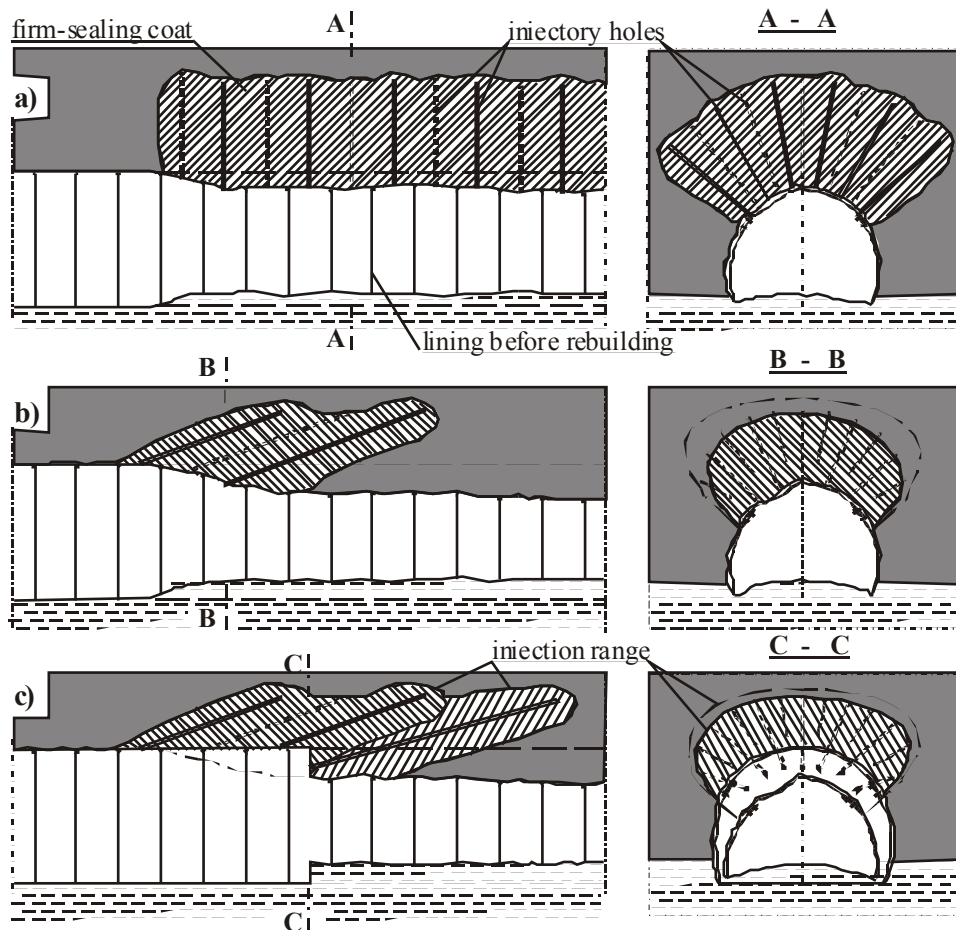


Fig. 2. Diagram of placement iniection holes for sealing and firming rock mass, preceding dog heading rebuilding
 a) iniection holes from the part of decreased transverse-cross excavation,
 b) iniection holes before start of rebuilding,
 c) iniection holes from the head of rebuilding

4. Preventing from arising and liquidation of spontaneous fires' focuses in a surrounding of excavations

During exploiting excavations more than once the occurrence and development of gap fires in a surrounding of such excavations are stated. The most efficient and verified way to liquidate such fires' focuses is cooling the coal substance and to liquidate a permeability of gaps by hole firming of the rock mass by firming-sealing agents [1].

Liquidation of located focuses of spontaneous fires by the mentioned ways is usually effective, however very serious problems occur in the cases, when in the excavation in its particular part typical symptoms connected with existence and development of one or several fires' focuses are stated, but there are difficulties in localisation of the sources of a danger.

In such cases a surface sealing of excavations can be applied during their performance or in a later period. This can be realised by for example: using gunite, filling linen, or foil. Surface sealing of excavation can precede iniection sealing and firming of a rock mass, preventing the outflow of the pressed inject to the excavation through gaps.

In particular cases additionally or individually sealing of an excavation in the endangered part is performed by building another lining, performing appropriate protection on the lining, and filling in the spaces between linings and the rock mass, by for example: hydraulic filling. In such a performed protection pipes are often left, especially in the roof part of the

excavation, which enables to drill holes through these pipes, and to seal additionally the rock mass later on.

In fig 3 selected examples of liquidation of fire hazard in the excavations, in which there are difficulties with localization of spontaneous fires' focuses have been presented.

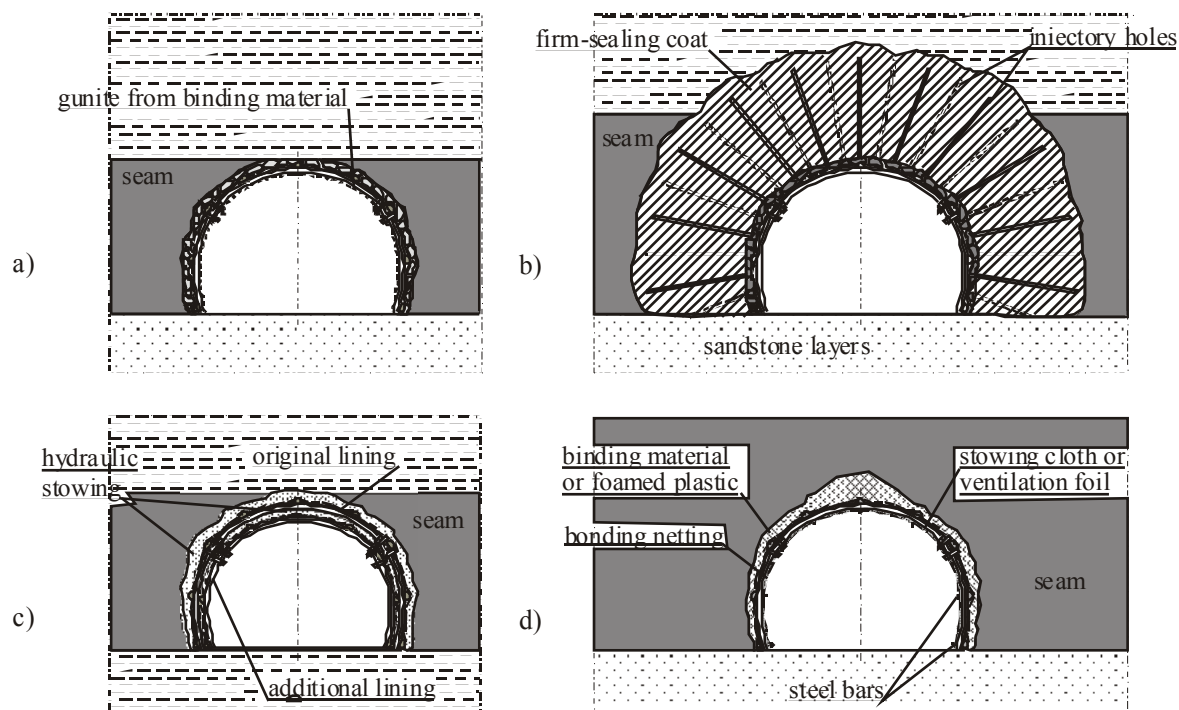


Fig. 3. Selected examples of fires liquidation in excavations, in which there are difficulties with locating spontaneous fires focuses

a) guniting from binding material on elements of lining, b) sealing and firming the rock mass through injectory holes, c) building additional lining and filling in the spaces between linings and hydraulic stowing, d) placing stowing cloth or ventilation foil on lining, fixing bonding netting to lining and firming it by steel bars, sealing rocks with binding material or foamed one

Applying a surface sealing of an excavation, which has been presented in fig 3a and 3d, is applied individually or can precede performing of sealing and firming of a rock mass by injectory holes (fig 3b). This concerns the cases, when in holes sealing and firming of a rock mass big escapes of the inject to the excavation occur. Building another lining and filling in the spaces between the linings and the hydraulic filling, which has been presented in fig 3c, has a limited application because of decreasing the cross-cut of the excavation, and by this limiting its basic functions in the range of a transport and ventilation.

5. Conclusions

Increasing the work safety in underground mines during performing excavations and in their later exploitation can be achieved by applying simple geotechnical operations.

The most effective way to prevent movement of the roof walls to the excavations during their performance in difficult geological-mining conditions and during rebuilding these excavations is performing appropriately earlier injectory sealing and firming of the rock mass. It should be stressed that injectory firming and sealing of a rock mass costs less and takes less effort than liquidation of the results of the rocks' movement to the excavations.

Correctly designed and appropriately performed in given geological-mining conditions sealing and firming of a rock mass from the excavations, and especially performed in the right time and the right range limits a possibility of dangerous incidence with a presence of people occurrence, as well as influences on decreasing financial costs and the realisation time of work performed in difficult mining-geological conditions.

Combining the methods of injectory sealing of a rock mass with a surface closure of gaps on the outline of the excavation increases considerably the effectiveness of prophylactic actions. This concerns in particular preventing from arising spontaneous fires' focuses in a surrounding of excavations, and liquidating the already existing focuses.

The injectory 'improvement of a rock mass' applying in a surrounding of excavations, which has been pointed in the paper, fully justifies a need to consider in the mining technologies, firming and sealing of rocks, as a way to increase work safety and to solve the existing technical-motion problems in mines.

References:

1. **Rembielak T.**: Increasing the safety of work in mining by the usage of injectory sealing and firming the rock mass in the surrounding of excavations. Międzynarodowa Konferencja „Nerastné suroviny Slovenskej Republiky”. Slovenská Banická Spoločnosť. Zborník Prednášok. Demänovska Dolina - Slovak Republic, 17-18 October 2002.

2. **Rembielak T.**: Підвищення безпеки праці в шахтах шляхом ущільнення та зміцнення гірського масиву в оточенні гірських вироботок. ВІСНИК Житомирського державного технологічного університету. Випуск 1 (28). Житомир 2004

3. **Rembielak T., Mielniczak L., Rosikowski J., Rusinek J., Wala F.**: Iniekcyjne wzmacnianie górotworu podczas przebudów wyrobisk korytarzowych jako sposób zapobiegania obwałom skał i skutkom tych obwałów. Kwartalnik (Injectory Rock Mass Firming of Dog Headings as Way to Prevent from Rocks Falling and from the Result of these Fallings). AGH Górnictwo I Geoinżynieria. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne Z. 3/1, Kraków 2005

4. **Rembielak T., Krella J., Rosikowski J., Wala F.**: Zwiększenie bezpieczeństwa podczas przebudów skrzyżowań wyrobisk korytarzowych (Safety increase during dog headings rebuilding while injectory rock mass strengthening).. Polski Kongres Górnicy, Międzynarodowa Konferencja Budownictwo Podziemne 2007. Kwartalnik AGH Górnictwo i Geoinżynieria. Uczelniane Wydawnictwa Naukowo-Dydaktyczne, rok 31, z. 3. Kraków 2007.

©Tadeusz Rembielak, 2008

УДК 628.19

АРТАМОНОВ В. М., КАМУЗ А. М. (ДонНТУ)

ПРОБЛЕМА ЗАБРУДНЕННЯ РІК ПІВНІЧНОГО ДОНБАСУ ПОВЕРХНЕВО-АКТИВНИМИ РЕЧОВИНАМИ

Усовершенствована методика определения экспресс-анализом содержания поверхностно-активных веществ в воде. Проведено исследование проб воды природных водных объектов Северного Донбасса. Показано воздействие одного из горнодобывающих предприятий на загрязнение водной среды. Предложены пути снижения содержания поверхностно-активных веществ в водах и водотоках.

До поверхневих водних об'єктів Донеччини щорічно надходить біля 1,7 млрд. м³ стічних вод. Із них близько 88,5 % складають очищені стоки, біля 7,5 % – неочищені, до 4 % – недостатньо очищені [1].

Вода рік Донбасу на протязі багатьох років потерпала від забруднення різними шкідливими сполуками, тож, сьогодні знаходиться у поганому та незадовільному стані [2]. Серед інших, від негативної дії забруднювачів промислових і побутових стічних вод страждає права притока ріки Сіверський Донець – р. Казенний Торець. Казенний Торець є однією з найважливіших рік Північного Донбасу. Басейн Казенного Торця розташовується у північно-західній частині Донецького кряжа. Ріка протікає територією Красноармійського, Добропільського та Слов'янського районів Донеччини і є джерелом водопостачання міст Дружківка, Краматорськ, Слов'янськ.

Розміщення шахт поблизу витоків Казенного Торця приводить до насичення ріки високомінералізованими шахтними водами, тому Сіверський Донець залишається прісним лише у верхів'ї (до впадіння притоки Казенний Торець) [3].

На окрему увагу заслуговує екологічна оцінка якості води ріки Казенний Торець за специфічними показниками, враховуючи забруднення синтетичними поверхнево-активними речовинами (СПАР). У наявності є дані [2], які свідчать, що ця ріка несе найзабрудненіші СПАР та іншими елементами токсичної і радіаційної дії води у Донецькій області. Згідно з оцінкою якості поверхневих вод, вода Казенного Торця за специфічними показниками токсичної і радіаційної дії є поганою (концентрація специфічних забруднюючих речовин становить більше 0,250 мг/дм³).

Нами були проведені контрольні дослідження води ріки Казенний Торець, водних об'єктів, що належать до її басейну, а також колодязя неподалік, на предмет наявності в цих пробах води поверхнево-активних речовин (ПАР) із метою перевірки та удосконалення методики експрес-аналізу. Були досліджені також проби води з технологічного ставка-накопичувача АТЗГ "Веско", яке займається розробкою родовищ вогнетривкої та тугоплавкої глини на півночі Донецької області, для з'ясування рівня впливу підприємства на водне середовище [4].

Методика визначення концентрації ПАР експрес-аналізом була розроблена в останні роки на основі результатів науково-дослідної роботи під керівництвом професора, кандидата технічних наук Артамонова В. М., на кафедрі «Природоохоронна діяльність» Донецького національного технічного університету. Основна ідея методики полягає у визначенні експрес-аналізом наявності та відносних процентних показників концентрації ПАР у водних розчинах.

Фізичний зміст проведених досліджень заснований на явищі зміни поверхневого натягу у системі «вода – ПАР – повітря» [5]. Подібне явище відбувається за рахунок позитивної адсорбції на поверхні [6].

На межі фаз «тверде тіло – рідина – газ» відбувається змочуваність твердого тіла, яка характеризується крайовим кутом змочування Θ , що розраховується за формулою (1):

$$\cos \Theta = (\sigma_{\text{тр}} - \sigma_{\text{тр}}) / \sigma_{\text{рг}}, \quad (1)$$

де Θ – крайовий кут змочування, град; $\sigma_{\text{тр}}$ – поверхневий натяг на межі «тверде тіло – газ», дин/см; $\sigma_{\text{тр}}$ – поверхневий натяг на межі «тверде тіло – рідина», дин/см; $\sigma_{\text{рг}}$ – поверхневий натяг на межі «рідина – газ», дин/см [7–8].

Величина рівноважного крайового кута визначається співвідношенням сил тяжіння рідини до твердого тіла та сил взаємного тяжіння між молекулами самої рідини. Усі тіла за змочуваністю поділяються на гідрофільні (добре змочувані) з кутом змочуваності $< 90^\circ$, за якого спостерігається так зване обмежене змочування і гідрофобні з кутом $> 90^\circ$ (т. зв. погане змочування). Повна змочуваність досягається за $\Theta = 0^\circ$ ($\cos 0^\circ = 1$), повна незмочуваність – за $\Theta = 180^\circ$ ($\cos 180^\circ = -1$). За умови повної змочуваності капля розтікається в тонку плівку. Змочування твердих тіл відбувається поступово, бо необхідний час на витіснення повітря з поверхні частинок. Руйнування цієї плів-

ки виникає внаслідок зіткнення твердих частинок і частинок води, а також – зростання температури. Під час нагрівання частинок може видалятися деяка кількість адсорбованого повітря та зменшуватися поверхневий натяг води [6–7].

Поверхневу (адсорбційну) активність ПАР, тобто їх здатність концентруватися на поверхні розділу фаз (адсорбуватися), викликаючи цим зниження поверхневого міжфазового натягу та зміну властивостей поверхнево-активних речовин, обумовлює дифільна структура [9]. В адсорбційному шарі на межі фаз дифільні молекули ПАР орієнтуються найбільш вигідним чином: гідрофільні групи – у бік полярної (водяної) фази, гідрофобні – у бік неполярної (газової). Гідрофільні групи забезпечують розчинність ПАР у воді, гідрофобні радикали за достатньо високої молекулярної маси сприяють розчиненню ПАР у неполярних середовищах.

За характером дисоціації всі ПАР поділяються на:

- аніонні, функціональні групи яких у результаті іонізації в розчині утворюють негативно заряджені органічні іони, що обумовлюють поверхневу активність;
- катіонні, функціональні групи яких унаслідок іонізації в розчині утворюють позитивно заряджені органічні іони, які обумовлюють поверхневу активність;
- неіоногенні, які практично не утворюють у водному розчині іонів;
- амфолітні, що утворюють у водному розчині в залежності від умов (рН, розчинник та ін.) аніоноактивні чи катіоноактивні речовини.

Окремою групою виділяються високомолекулярні ПАР. Вони складаються з багатьох ланцюжків, що повторюються, кожен із яких має полярні та неполярні групи. Тому високомолекулярні ПАР ще називають полімерними [9–10].

Клас ПАР визначається полярною групою. Необхідно лише враховувати, що багато ПАР поліфункціональні, тобто мають декілька різних полярних груп і, таким чином, суміщають властивості різноманітних класів, наприклад, сульфосукцинати (солі ефірів сульфоянтарної кислоти).

Найбільш поширені наступні гідрофобні групи (вони є радикалом R у всіх класах ПАР): первинний, вторинний або третинний алкіл C_nH_{2n+1} ; алкен $C_nH_{2n+1}CH=CHC_nH_{2n}$; алкін $C_nH_{2n+1}C\equiv CC_nH_{2n}$; алкілбензол $C_nH_{2n+1}C_6H_5$; моно- чи поліалкілнафталін $C_nH_{2n+1}C_{10}H_6$; алкілциклоалкан $C_nH_{2n+1}C_6H_{10}$.

Лабораторні дослідження, проведені нами, включали: вибір ПАР, складання еталонних концентрацій ПАР у воді, підготовку лабораторної установки та готування розчинів [4].

В якості ПАР було вибрано натрію лауретсульфат і бетаїн. Вони є аніонною й амфолітною поверхнево-активними речовинами відповідно (рис. 1) [9].



Рис 1. Поверхнево-активні речовини, які використовувалися для дослідів

У ході складання еталонних концентрацій ПАР у воді було враховано принцип рівномірності. Еталонними концентраціями послужили 0 % – в "умовно чисту" воду ПАР не додавалися – та концентрації ПАР від 0,1 % до 1,0 % з кроком 0,1 % (табл. 1).

Табл. 1 Еталонні концентрації ПАР у воді, %

№ дослідження	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Концентрація	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0

Лабораторна установка складалася з наступних основних елементів: штатив із мірною лінійкою, відкрита ємкість для розчину, закріплена кріпленням, ємкість для зливу, капіляри необхідної довжини (у залежності від фіксованої висоти).

Підготовка розчинів здійснювалася наступним чином: у очищеній профільтрованої воді об'ємом 1,0 л розчинялася деяка маса ПАР і обережно перемішувалася. Для отримання 1,0 %-го розчину у "умовно чистій" воді було розчинено 10 г ПАР, 0,5 %-го – 5 г і т. п.

Досліди проводилися за різних фіксованих висот $h = 1,0$ м, $h = 1,5$ м і $h = 2,0$ м. У результаті найбільш вірогідною була визнана висота $h = 1,0$ м, якій відповідає надлишковий тиск $P = 0,1$ атм [11]. Водний розчин ПАР об'ємом 1,0 л пропускався з ємкості, що має фіксований об'єм, по капіляру за атмосферного тиску під силою гравітації. Фіксувався час витікання.

Достатня кількість дослідів дозволила розробити номограму у системі координат "Концентрація ПАР C , %", "Час проходження водного розчину t , с". Час проходження водного розчину для кожної з еталонних концентрацій було визначено як середній арифметичний при більш ніж десяти дослідах.

Концентрацію ПАР вибрано як найбільш яскраву характеристику властивостей поверхнево-активних речовин. Це пояснюється прямим зв'язком концентрації та поверхневого натягу: поверхневий натяг рідини має визначене значення та може змінюватися додаванням ПАР до розчину. Кожному i -му значенню концентрації ПАР C_i відповідає визначений поверхневий натяг σ_i .

Отримана номограма дає змогу визначити концентрацію ПАР у будь-якій воді. Для цього фіксується час проходження 1,0 л води через капіляр t_i , та за відомою залежністю $C_i = f(t_i)$ визначається концентрація поверхнево-активних речовин.

Побудова номограми є першим кроком до здійснення майбутніх досліджень. Зараз вона включає достатньо великий діапазон концентрацій. Подальші напрацювання дозволять нам виділити діапазони, у яких можна отримати найбільш достовірні результати стосовно концентрацій ПАР у воді того чи іншого призначення.

Із використанням пілотажної номограми нами, перш за все, було встановлено наявність ПАР у всіх забраних пробах води. А також було визначено орієнтовні концентрації ПАР, що дозволило зробити відповідні висновки:

1) Вода з артезіанських свердловин, яка надходить водопроводом до АТЗТ „Веско”, найменше забруднена поверхнево-активними речовинами з-поміж усіх проб води, що відбиралися для досліджень.

2) У ріках Казенний Торець і Грузька (ліва притока Казенного Торця) концентрації ПАР виявилися в 1,5–2,0 рази меншими, аніж у ставках, що знаходяться в межах басейну р. Казенний Торець. Така ситуація склалася завдяки гідрологічному зв'язку між водними об'єктами.

3) Концентрація ПАР у технологічному ставку-накопичувачі АТЗТ "Веско" була дещо нижчою за концентрацію у вищезгаданих ставках, що знаходяться за 0,5–1,0 км від технологічного.

4) Концентрація ПАР у воді технологічного ставка у різних місцях незначно відрізняється. У місці впуску очищеної після мийки вагонів води вона є вищою, ніж на іншій стороні водойми (відстань між точками відбору проб – 150 м), що говорить про розбавлення води.

5) Концентрація ПАР у воді колодязя, що знаходиться у безпосередній близькості від р. Казенний Торець, є вищою, ніж у самій ріці. Подібна ситуація не може не непокоїти суспільство, бо поверхнево-активні речовини володіють властивостями токсичності та низької спроможності біологічного розкладення [9].

6) Гірничодобувне підприємство забруднює природні водні об'єкти поверхнево-активними речовинами внаслідок малоефективної роботи нафтопастки, що призначена для очистки стічних вод після мийки вагонів.

Проте згідно з Водним кодексом України [12] водокористувачі зобов'язані не допускати спричинення шкоди об'єктам довкілля (ст. 44, п. 5), здійснювати заходи щодо попередження скиду стічних вод чи його припинення, якщо вони перевищують гранично допустимі скиди токсичних речовин (ст. 70, п. 5, ч. 2); усі води підлягають охороні від забруднення, засмічення та інших дій, що можуть спричинити шкоду здоров'ю людей, привести до зменшення рибних запасів та інших несприятливих явищ унаслідок зміни фізичних і хімічних властивостей вод, зниження їх здатності до природного очищення, порушення гідрологічного та гідрогеологічного режиму вод (ст. 95).

6) Під час розробки нормативів гранично допустимих скидів (ГДС) забруднюючих речовин у водні об'єкти поверхнево-активні речовини часто не беруться до уваги. Так, на АТЗТ "Веско" з метою організації контролю стану води ставка-накопичувача були затверджені нормативи ГДС шкідливих речовин у ставок без урахування ПАР [13]. Згідно з Постановою Кабінету Міністрів України № 1100 від 11 вересня 1996 р. "Про порядок розроблення і затвердження нормативів гранично допустимого скидання забруднюючих речовин та перелік забруднюючих речовин, скидання яких нормується" [14], поверхнево-активні речовини входять до списку В. До нього включено забруднюючі речовини, скидання яких має зменшуватися та які нормуються у разі їх наявності у складі зворотних вод.

Із урахуванням доведеної нами наявності ПАР у складі зворотних вод підприємства рекомендуємо включати поверхнево-активні речовини до "Проекту нормативів ГДС ... АТЗТ "Веско" [13] і приділяти більше уваги цим небезпечним сполукам узагалі внаслідок скиду будь-яким виробництвом. Бо ПАР сьогодні широко використовуються у галузях промисловості різних спрямувань [9–10, 15–16]. Зазначені заходи є логічним продовженням раніше запропонованих нами [17].

Проблеми забруднення природних вод поверхнево-активними речовинами неодноразово піднімалися нами [11, 18–20]. Ураховуючи високий ступінь забруднення водних об'єктів Північного Донбасу і небезпечні властивості ПАР, як-то здатність до накопичення, токсичність і низька спроможність біологічного розкладення, вважаємо за необхідне приймати відповідні заходи. У якості швидкого і якісного моніторингу пропонуємо застосовувати вказану експрес-методику, яку ще потрібно вдосконалити.

Бібліографічний список

1. Земля тривоги нашої. За матеріалами доповіді про стан навколишнього природного середовища в Донецькій області у 2004 році / Під ред. С. В. Третьякова. – Донецьк: «ЦЭПИ «ЭПИ-Центр ЛТД». – 2005. – 120 с.: іл.
2. Екологічна оцінка якості поверхневих вод: Карта. – К.: ВКФ, 1996.
3. Руднев Е. Реки болеют // 2000. – 2006, октябрь. – С. В4.

4. **Камуз А. М.** Розробка та обґрунтування заходів щодо оцінки наявності поверхнево-активних речовин у воді, яка використовується АТЗТ «Веско»: Кваліфікаційна робота магістра: 27.12.06 / ДонНТУ. – Донецьк, 2006. – 207 с.
5. **Ребиндер П. А.** Избранные труды. Поверхностные явления в дисперсных системах. – М.: Недра, 1979. – 382 с.
6. http://revolution.allbest.ru/chemistry/00005921_0.html
7. **Михайлов А. М.** Охрана окружающей среды на карьерах: Учеб. пособие. – К.: Вища шк., 1990. – 264 с.: ил.
8. **Справочник** по борьбе с пылью в горнодобывающей промышленности / Под ред. Кузьми-ча А. С. – М., 1982.
9. **Поверхностно-активные вещества:** Справочник / Абрамзон А. А., Бочаров В. В., Гаевой Г. М. и др.; Под ред. А. А. Абрамзона и Г. М. Гаевого. – Л.: Химия, 1979. – 376 с.: ил.
10. **Артамонов В. Н.** Использование водных растворов поверхностно-активных веществ для увлажнения угольных пластов // Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонГТУ. – 2000. № 1, май. – С. 35–37.
11. **Камуз А. М., Артамонов В. М.** Визначення вмісту поверхнево-активних речовин у воді, що використовується підприємством // Тези IV міжнародної конференції студентів, магістрів та аспірантів «Сучасні проблеми екології», 14–17 березня 2007 року. – Житомир: ЖДТУ, 2007. – С. 270–272.
12. **Водний кодекс** України від 06.06.1995 // Наш край. Спецвыпуск. – 1996, май.
13. **Проект** нормативов предельно допустимого сброса (ПДС) в пруд на балке (левый приток р. Грузская, бассейн р. Казенный Торец) АОЗТ «Веско». – Ясиноватая, 2000.
14. **Постанова** Кабінету Міністрів України № 1100 від 11 вересня 1996 р. "Про порядок розроблення і затвердження нормативів гранично допустимого скидання забруднюючих речовин та перелік забруднюючих речовин, скидання яких нормується".
15. **Артамонов В. Н.** Принципы поэтапного гидровоздействия на угольный пласт и эффективность его применения в шахтах // Известия Донецкого горного института. – № 2 (6). – Донецк: ДонГТУ, 1997. – С. 73–79.
16. **Норов Ю. Д., Мардонов У. М., Тошев О. Э.** Изучение влияния водных растворов ПАВ на изменение прочности горного массива // Горный журнал. – 2005. № 3, март. – С. 15–16.
17. **Камуз А. М., Артамонов В. М., Єфімов В. Г.** Аналіз стану виконання заходів зі зниження шкідливого впливу АТЗТ «Веско» на навколишнє природне середовище // V Міжнародна наукова конференція аспірантів та студентів «Охорона навколишнього середовища та раціональне використання природних ресурсів». – Донецьк, 11–13 квітня 2006: Збірка доповідей. – Т. 2. – Донецьк, 2006. – С. 76–77.
18. **Артамонов В. М., Камуз А. М.** Використання поверхнево-активних речовин і вирішення проблем забруднення природних водних об'єктів // Геотехнологии и управление производством XXI века. Сборник научных трудов II международной научно-практической конференции в г. Донецке 2–3 октября 2007 года. – Донецк: ДонНТУ, 2007. – С. 260–265.
19. **Артамонов В. М., Камуз А. М.** Екологічні наслідки забруднення водних об'єктів поверхнево-активними речовинами та можливості його зниження // Проблеми природокористування, сталого розвитку та техногенної безпеки регіонів. Матеріали четвертої міжнародної науково-практичної конференції; м. Дніпропетровськ, Україна, 02–05 жовтня 2007 р. / Редкол.: А. Г. Шапар (голов. ред) та ін. – Дніпропетровськ: ІППЕ НАНУ, 2007. – С. 49–50.
20. **Артамонов В. М., Камуз А. М.** Вирішення проблем забруднення природних вод поверхнево-активними речовинами // Научная конференция "Молодые ученые – географической науке", 24–25 октября 2007 г. – К.: КНУ им. Т. Шевченко, 2007. – С. 52–54.

© Артамонов В. М., Камуз А. М., 2008

УДК 622.453:628.83

НАЗАРЕНКО В.И., ПОЧТАРЕНКО Н.С., ИВАНОВ А.Ю. (ДонНТУ)

ПРОГРАММНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОЦЕССА РАСПРОСТРАНЕНИЯ ПОЖАРА ПО СЕТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Рассмотрена программная система МАВР (Моделирование Аварийного ВоздухоРаспределения), разработанная коллективом авторов как продолжение и развитие известной системы РЕВОД. Основное назначение системы МАВР – моделирование в динамике процесса распространения пожара по сети горных выработок угольной шахты. Для каждого заданного шага по времени система предоставляет данные по воздухо- и газораспределению, маршрутам передвижения очага пожара и пожарных газов, температурам по длине выработок, затронутых пожаром и др.

Угольная промышленность Украины является потенциально опасной отраслью народного хозяйства страны. В связи с увеличением глубины разработки, протяженности действующих горных выработок, конвейерных линий и энергетических кабельных сетей, с ростом метановыделения и энергоемкости применяемых машин и оборудования опасность возникновения аварий в угольных шахтах остается довольно высокой.

Ежегодно Государственной Военизированной Горноспасательной службой (ГВГСС) ликвидируется в угольных шахтах большое количество аварий. Каждая вторая авария связана с тушением и ликвидацией последствий подземных пожаров, которые дезорганизуют производственный процесс, наносят большой материальный ущерб и угрожают жизни и здоровью людей. Основная опасность пожаров заключается в образовании большого количества ядовитых газообразных продуктов и высокой температуры окружающей среды.

Для каждой действующей шахты составляется план ликвидации аварий (ПЛА). В процессе формирования ПЛА проверяется ожидаемая газовая обстановка, устойчивость вентиляционных струй в выработках при воздействии тепловой депрессии пожара, выполнимость намеченных мер по предупреждению самопроизвольного опрокидывания вентиляционных потоков и обеспечению устойчивого аварийного режима проветривания. Эффективность вентиляционных режимов, предусмотренных ПЛА, должна проверяться на ЭВМ. По материалам проверок устанавливаются зоны поражения при пожарах, взрывах, проникновениях ядовитых веществ, определяется зона реверсирования вентиляционных потоков, производится оценка пожарной опасности горных выработок и, при необходимости, разрабатываются дополнительные меры по повышению пожарной безопасности.

Практикой ведения горноспасательных работ установлено, что успех спасения застигнутых аварией в шахте горнорабочих и эффективность действий горноспасателей по ее ликвидации во многом зависит от правильного выбора и своевременного применения аварийных вентиляционных режимов. При решении вопроса о вентиляционном режиме в условиях шахтных пожаров необходимо знать температуру воздуха в любой точке горных выработок для заданного момента времени с начала возникновения пожара. Данные о распределении температур воздушного потока по длине выработок во времени необходимы также подразделениям горноспасательной службы при ведении работ по спасению людей и ликвидации пожара.

Эффективным инструментом в изучении степени воздействия процессов теплообмена в условиях подземных пожаров на воздухораспределение в шахтной вентиляционной сети (ШВС) является математическое моделирование системы проветривания

шахт на ЭВМ. Программный комплекс, имитирующий такие процессы для конкретной вентиляционной сети, может быть использован также для оценки влияния различных режимов проветривания на процесс распространения пожара, для анализа эффективности средств пожаротушения и выработки рекомендаций по разработке и применению средств предупреждения и ликвидации пожаров в шахтах.

В настоящее время в подразделениях угольной промышленности, в том числе и на шахтах эффективно используются программные комплексы для анализа состояния шахтной вентиляционной сети и прогноза ее функционирования. Наиболее известной из них является система РЕВОД [1], используемая во всех горноспасательных отрядах Украины и на ряде шахт Донбасса.

Тем не менее многофункциональная система РЕВОД, как и другие системы, аналогичные ей по назначению, определена для имитации нормального режима проветривания (расчет воздухораспределения, расчет газораспределения, реверсирование общешахтное и местное, определение устойчивости сети и др.). Более того, такая система правильно работает лишь в предположении, что плотность воздуха во всех выработках вентиляционной сети примерно равна средней плотности (обычно это $1,2 \text{ кг/м}^3$).

Имитация пожарной обстановки в системе Ревод, как и в других системах, выполняется путем расчета тепловой депрессии в месте возникновения очага пожара. Эта депрессия определена предположительно для наихудших условий по пожарной нагрузке и другим факторам. В частности, в системе Ревод расчет тепловой депрессии осуществляется по двум методикам, отображенным в [2] и [3]. После определения количественного значения депрессии h_T это значение “устанавливается” в ветвь, где предположительно мог возникнуть пожар, после чего решается задача воздухораспределения и определяется газовая газовая обстановка в ветвях сети. При этом программа определяет наличие реверса воздушных потоков, оконтуривает зону загазирования и др.

Безусловно, программная система Ревод является мощным инструментом в работе депрессионных служб горноспасательных отрядов и ИТР участков ВТБ угольных шахт. Тем не менее к ее рекомендациям при анализе пожарной обстановки следует относиться с осторожностью, учитывая неадекватность физических параметров, используемых в программной системе, с реальными параметрами окружающей среды. Это проявляется в первую очередь в следующих факторах:

1) Плотность воздуха в очаге пожара и по маршруту следования пожарных газов существенно отличается от средней. Например, при температуре в очаге пожара порядка 1100°C мы получим значение примерно $\rho = 0,25 \text{ кг/м}^3$.

2) Очаг пожара и пожарные газы генерируют дополнительные тепловые депрессии, существенно влияющие на воздухораспределение, особенно на локальном уровне.

3) Баланс потоков в узле в этих условиях справедлив не для объемных ($\text{м}^3/\text{с}$), а для массовых ($\text{кг}/\text{с}$) расходов воздуха.

4) С течением времени происходит передвижение очага пожара, в том числе переход его на смежные выработки.

Учитывая приведенные выше соображения, на базе системы Ревод, сохраняя все ее положительные качества, была разработана система МАВР, предназначенная для моделирования аэродинамической и температурной (аэротермальной) ситуации в шахтной вентиляционной сети при возникновении и движении пожара по выработкам шахты. Это позволяет выполнить оперативный анализ возможных последствий данного вида подземной аварии, смоделировать применение необходимых аварийных вентиляционных режимов и разработать рекомендации для принятия решений по ликвидации пожара.

При старте программы МАВР на экран выводится главное окно программы, имеющее вид, представленный на рис.1.

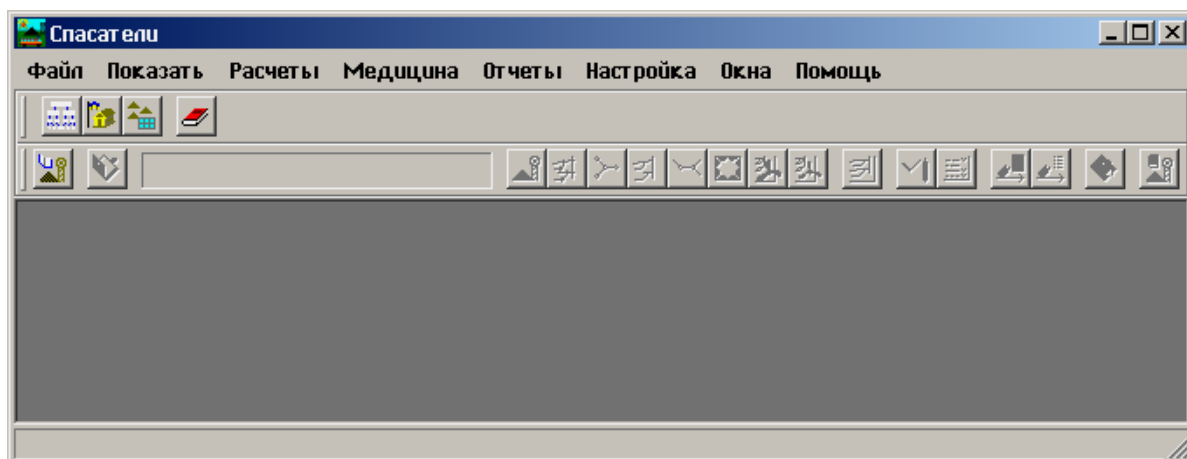


Рис.1. Главное окно программы МАВР

При активизации клавиши «Расчеты» (или соответствующей этому режиму пиктограммы) на экран выводится окно начальных установок (рис.2), в котором пользователь задает параметры рабочей среды. Основными из них являются:

- номер ветви, в которой возник пожар (номер пожарной ветви) N_g ;
- расстояние от начального узла ветви до очага пожара $l_0, м$;
- время развития пожара $\tau_p, мин$;
- общее время моделирования с момента возникновения пожара $\tau_m, мин$;
- шаг моделирования $\Delta\tau, мин$.

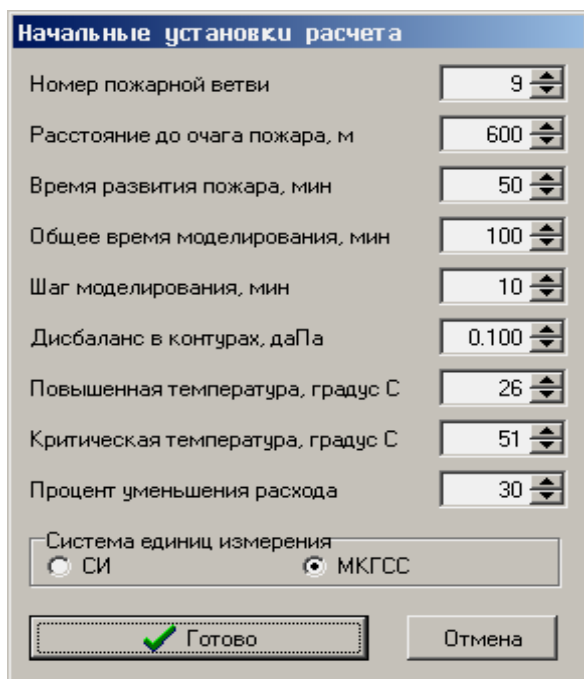


Рис.2. Окно начальных установок расчета

Вслед за этим начинается работа системы моделирования пожарной обстановки. Программа после каждого шага моделирования $\Delta\tau$ приостанавливается и на экран выдается воздухораспределение в сети (объемные и массовые расходы), список ветвей с повышенной температурой потоков воздуха, а по запросу пользователя – газораспределение в сети, температуры вдоль оси заданной выработки.

В качестве примера на рис.3 показан график температур вдоль оси некоторой выработки.

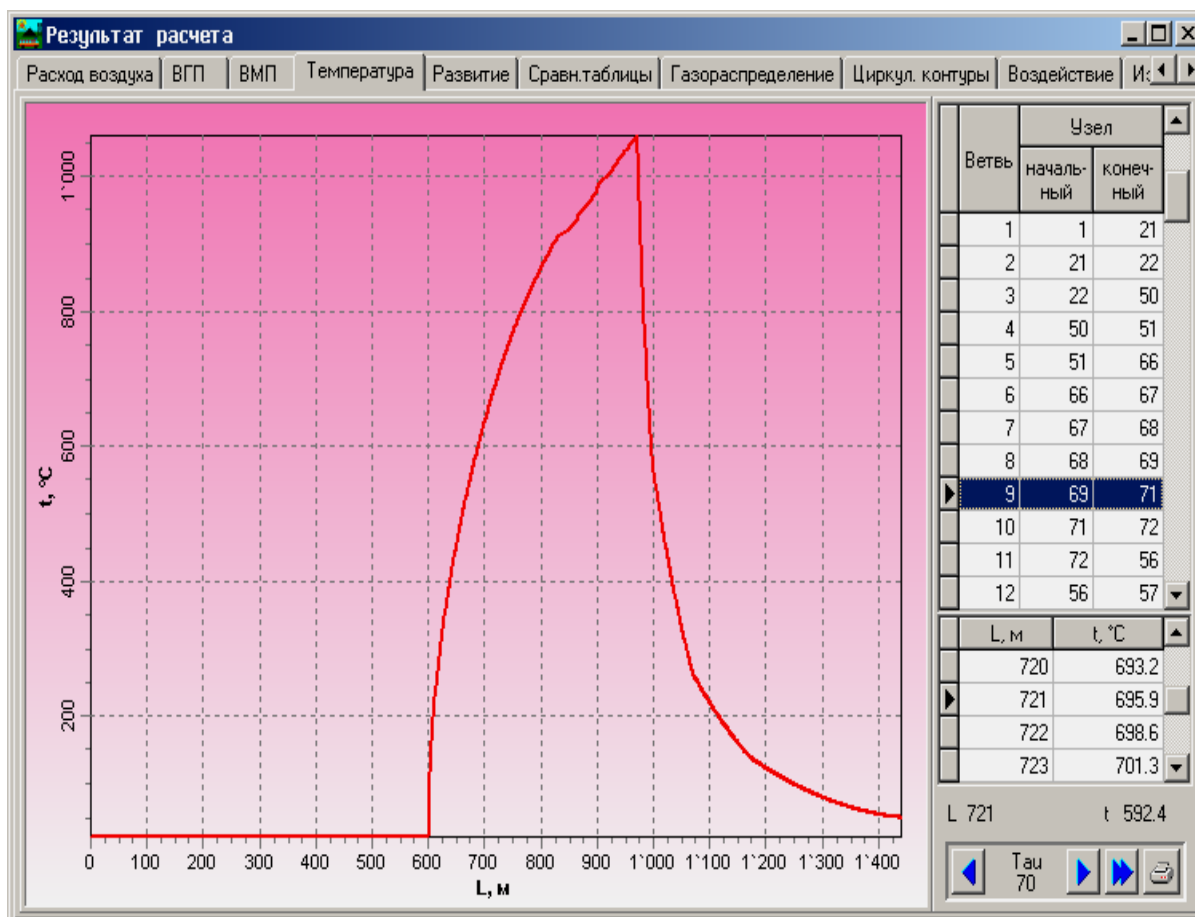


Рис.3. График температур вдоль оси выработки

Фактически в процессе такого моделирования прослеживается динамика распространения пожара и его влияние на воздухо- и газораспределение в сети (в срезах с шагом $\Delta \tau$). При этом служебные процедуры сигнализируют о локальном реверсировании воздушного потока, изменении зон поражения по ядовитым газам и температуре, прогорании вентиляционных сооружений, переходе очага пожара на смежные выработки и др.

Алгоритмически решение задач воздухо- и газораспределения, определение наличия рециркуляционных контуров и т.д. в основном аналогично тому, что положено в основу работы системы Ревод. Дополнительно были привлечены научные разработки для решения следующих вопросов:

1) расчет скорости движения очага пожара в зависимости от пожарной нагрузки и других факторов;

2) расчет температур в очаге пожара и в пожарных газах по маршруту их следования и, как следствие, величин тепловых депрессий, которые при этом генерируются;

3) расчет процесса остывания стенок выработки за очагом пожара и, как следствие, расчет изменений соответствующих тепловых депрессий.

В первом случае за основу были взяты работы НИИГД [4], во втором случае – работы Б.И.Медведева [5, 6 и др.], в третьем – работы Грекова С.П. и Березовского А.А. [7].

Программная система Мавр при ее внедрении в реальную эксплуатацию окажет серьезную помощь при анализе возможных последствий в результате возникновения и распространения пожара в сети горных выработок шахты.

Библиографический список:

1. Назаренко В.И., Почтаренко Н.С., Турута И.А. Программная система Ревод для расчета воздухо- и газораспределения в шахтной вентиляционной сети. – // Известия Донецкого горного института. – Донецк, 1999. - № 1. – С. 21 – 24.
2. Статут ДВГРС по організації і веденню гірничорятувальних робіт. – Київ, 1997.- 453 с.
3. Рекомендации по выбору эффективных режимов проветривания шахт при авариях. – Донецк: НИИГД, 1995ю – 168 с.
4. Руководство по определению параметров подземного пожара и выбору эффективных средств его тушения. – Донецк: ВНИИГД, 1985. – 96 с.
5. Медведев Б.И. Тепловые расчеты вентиляции шахт при нормальных и аварийных режимах проветривания. – Киев-Донецк: Вища школа, 1978. – 154 с.
6. Медведев Б.И., Павловский В.А. Расчет вентиляционных сетей шахт. – К.: Техніка, 1977. – 120 с.
7. Греков С.П., Березовский А.А., Назаренко В.И., Почтаренко Н.С. Математическое моделирование процесса развития и распространения пожара в шахтах. // Материалы III международной конференции по математическому моделированию (МКММ' 2000). Вестник ХГТУ. Вып. 2(8).- Херсон, 2000. – С.86-90.

©Назаренко В.И., Почтаренко Н.С., Иванов А.Ю., 2008

УДК 622.012.2+622.324.5+622.413+622.794.7

СТУКАЛЮ В.А. (ДонНТУ)

РЕЗУЛЬТАТЫ НАУЧНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПО ПРОБЛЕМАМ ПРОВЕТРИВАНИЯ, ПЫЛЕГАЗОВОГО И ТЕПЛОВОГО РЕЖИМОВ, ВЫПОЛНЕННЫХ ПОД РУКОВОДСТВОМ ПРОФ. МЕДВЕДЕВА Б.И. НА КАФЕДРЕ РУДНИЧНОЙ ВЕНТИЛЯЦИИ

В статье дан краткий обзор исследований по проблемам проветривания, пылегазового и теплового режимов угольных шахт, выполненных в Донецком политехническом институте (ныне ДонНТУ) преподавателями и научными сотрудниками под руководством и при участии проф. Б.И.Медведева и его учениками в последние годы.

В начале шестидесятых годов двадцатого века на пути развития добычи угля в восстановленных после войны шахтах Донбасса возникла необходимость совершенствования проветривания угольных шахт. Для этого коллективом кафедры рудничной вентиляции под руководством профессора В.И.Белова на многих шахтах Донбасса были проведены депрессионные съемки и разработаны конкретные мероприятия по улучшению проветривания. Для повышения точности измерений депрессии горных выработок доцентом Медведевым Б.И. был разработан и применен метод измерения депрессии двумя депримометрами. При этом оба замерщика производили замеры по своему депримометру в начале, начале и конце, и в конце выработки одновременно. Это позволяет значительно снизить погрешность измерения депрессии выработок, так как исключается влияние на результаты замеров колебаний давления воздуха в горных выработках во время съемки. Этот метод был использован депрессионными службами горноспасательных отрядов при проведении измерений депрессии микробарометрами и введен в соответствующий нормативный документ.

В кандидатской диссертации (1953г.) Медведев Б.И. исследовал влияние изменений температуры воздуха на вентиляцию глубокой шахты №17-17 бис. Эти исследования были весьма актуальны, так как Донбасс переходил к отработке угольных пла-

стов на глубоких горизонтах. Установлено влияние глубины разработки и сжимаемости воздуха на величину депрессии естественной тяги, предложен более точный метод расчета депрессии стволов и более совершенный депримомер для измерения депрессии.

Когда газовый и пылевой факторы стали препятствовать интенсификации добычи угля, Медведевым Б.И. была выдвинута, обоснована идея предварительного увлажнения угольных пластов водным раствором поверхностно-активного вещества с использованием микрокапиллярных сил через скважины, пробуренные из участков выработок, с целью снижения интенсивности метановыделения, пылеобразования и предупреждения внезапных выбросов угля и газа.

Сущность предварительного увлажнения угольных пластов водными растворами ПАВ с использованием капиллярных сил заключается в том, что под действием давления насоса, не превышающего гидростатическое давление пород, и капиллярных сил, возникающих в порах угля, нагнетаемый раствор проникает внутрь массива пласта, охватывает со всех сторон куски угля, отделенные трещинами, смачивает их поверхность и имеющуюся в трещинах природную пыль. При движении нагнетаемого раствора метан, заключенный в макропорах, субмакропорах и переходных порах, перемещается в микропоры и, вследствие повышения давления, адсорбируется поверхностью микропор. Одновременно адсорбция метана снижает давление газа, возможность его выделения из пласта в очистную и участковые выработки, а также возможность участия в разрушении массива угля в пласте, т.е. в развязывании внезапного выброса угля и метана.

Проведенными теоретическими, лабораторными и шахтными исследованиями на многих шахтах Донбасса преподавателями и научными сотрудниками кафедры под руководством проф. Б.И.Медведева доказана жизнеспособность идеи предварительного увлажнения угольных пластов с использованием микрокапиллярных сил, получены для многих угольных пластов величины добавок ПАВ к воде, обеспечивающие максимум капиллярного давления, которое значительно превышает давление насоса. Кроме того, была разработана технология предварительного увлажнения пластов, его параметры, а также установлена эффективность. Доказано, что применение предварительного увлажнения угольных пластов с использованием микрокапиллярных сил позволяет снизить метановыделение из пластов в два раза, пылеобразование при отбойке на 90-95%, предотвратить внезапные выбросы угля и метана.

По материалам этих исследований подготовлено и защищено ряд диссертаций (Чуркин В.К., Морозов И.Ф., Тарасенко В.К., Чистохин В.В., Артамонов В.Н.).

По мере увеличения глубины разработки новой важнейшей проблемой на пути шахтеров стала необходимость нормализации температурных условий в горных выработках.

Проведенные теоретические и экспериментальные исследования позволили установить, что, начиная с определенной глубины разработки для поддержания температуры воздуха в конце лавы в допустимых пределах, придется ограничивать длину лавы или охлаждать поступающий в лаву воздух до температуры ниже допустимой Правилами безопасности. Были получены зависимости для определения предельно-допустимой длины лав по температурному фактору.

В связи с тем, что ограничение длины лав экономически невыгодно из-за снижения добычи и увеличения затрат на подготовку участков к работе по выемке угля, а изменение температуры воздуха по длине очистных забоев даже в допустимых пределах нельзя считать рациональным в санитарном отношении, был исследован и разработан способ регулирования тепловых условий в лавах глубоких шахт путем распределенной подачи охлажденного воздуха вдоль очистной выработки по гибкому перфорированному трубопроводу, проложенному по лаве. При таком способе регулирования по всей длине очистной выработки поддерживается, практически, постоянная допустимая

Правилами безопасности температура воздуха, улучшаются санитарно-гигиенические условия. Кроме того, существенно уменьшаются необходимые затраты холода на поддержание нормальных температурных условий из-за снижения разности естественной температуры горных пород и воздуха в очистных выработках. Этот способ регулирования температурных условий был испытан в 19-й западной лаве шахты «Киевская» ПО «Шахтерскантрацит».

Для охлаждения воздуха, подаваемого в перфорированный гибкий вентиляционный трубопровод, проложенный по лаве, использовалась передвижная холодильная установка КПШ-3. При этом по всей длине лавы поддерживалась температура воздуха в пределах 24,8-25,2°C, хотя до применения этого способа температура воздуха в конце лавы превышала 28°C при расходе воздуха 370 м³/мин. Следует отметить, что применение этого способа регулирования тепловых условий в лавых, обрабатывающих тонкие пласты, связано с трудностями размещения воздухопроводов, поэтому при конструировании механизированных комплексов крепи необходимо предусматривать возможность размещения и подвески трубопроводов для подачи охлажденного воздуха и передвижки их совместно с крепью.

Важным вопросом в выборе способа и параметров, обеспечивающих нормализацию тепловых условий является прогноз температуры воздуха в выработках глубоких шахт. Одним из главных параметров для прогноза тепловыделения от горных пород (основного источника нагрева воздуха в горных выработках) является коэффициент нестационарного теплообмена.

На кафедре были выполнены работы по экспериментальной проверке теоретического решения относительно коэффициента нестационарного теплообмена акад. О.А.Кремнева. Экспериментальные исследования коэффициента нестационарного теплообмена были выполнены на модели горной выработки при постоянной температуре воздуха и показали хорошее совпадение экспериментальных значений коэффициента нестационарного теплообмена с теоретическим решением относительно этого коэффициента.

Медведевым Б.И. был разработан способ определения градиента температуры породного массива у поверхности стенок модели по данным об ее изменении в различных точках массива во времени. Получив по этим замерам достаточно надежные эмпирические зависимости, можно с большой точностью определить расчетом градиент температуры в различных точках массива пород в различные моменты времени, используя уравнение Фурье. По результатам этих исследований разработаны зависимости для достаточно точного определения градиентов температуры по экспериментальным данным при нормальных и высоких температурах (при пожарах), когда необходимо учитывать изменение теплофизических характеристик горных пород с изменением температуры.

Прогноз изменения температуры воздуха в цепи последовательно соединенных выработок в глубоких шахтах в настоящее время весьма сложен, трудоемок и сопровождается накоплением погрешностей, так как расчетная температура воздуха в конце предыдущей выработки принимается в качестве начальной для расчета температуры воздуха в конце последующей выработки.

Учитывая высокую трудоемкость тепловых расчетов и возможность накопления погрешностей Медведевым Б.И. был разработан способ замены расчета последовательной цепи горных выработок расчетом одной выработки, эквивалентной данной цепи в тепловом отношении. Сущность этого метода состоит в том, что каждая выработка заменяется ее моделью с учетом теории подобия. Во всех моделях выработок коэффициент нестационарного теплообмена, периметр сечения и теплоемкость пород принимаются одинаковыми. Подобие обеспечивается путем соответствующего выбора длины

модели выработки. Таким образом, цепь последовательно соединенных выработок шахты заменяется соответствующей цепью моделей выработок шахты, представляющих как бы одну выработку с длиной, равной сумме длин моделей.

Разработанный метод «моделирующих выработок» позволил снизить суммарную погрешность при расчете температуры воздуха в цепи последовательно соединенных выработок глубоких шахт. Кроме того, этот метод позволил получить зависимости для определения потребного расхода воздуха для проветривания с учетом необходимости поддержания допустимой температуры воздуха в очистных забоях, определения предельной глубины работ для конкретных шахт без искусственного охлаждения воздуха, предельной длины цепи последовательно соединенных выработок, при которой температура воздуха достигает заданного значения. Путем увязки уравнений горной теплофизики и аэродинамики получены зависимости для учета теплообмена в горных выработках при решении вопроса о распределении воздуха в шахтных вентиляционных сетях.

Проведенные затем исследования показали весьма существенное влияние теплообменных процессов на проветривание шахт. Так при уменьшении расхода подаваемого в шахту воздуха результатом влияния теплообменных процессов может быть опрокидывание вентиляционной струи в отдельных выработках, даже если пожара в шахте нет.

Исследован вопрос влияния на вентиляцию размещения устройств для кондиционирования воздуха в шахтах. Установлено, что путем рационального их размещения можно улучшить состояние проветривания шахты и значительно снизить затраты на охлаждение воздуха.

Важным источником нагрева воздуха в глубоких шахтах является нестационарный теплообмен между транспортируемым ископаемым и воздухом в горных выработках. Автором статьи были выполнены теоретические и экспериментальные исследования тепловыделений при транспортировке ископаемого в глубоких шахтах. Установлено, что тепловыделение при конвейерной доставке при высоких нагрузках на очистные и подготовительные забои является одним из главных источников нагрева воздуха (30-50% от общего тепловыделения в выработке), а при электровозной откатке 10-20% общего тепловыделения в выработке.

Путем физического моделирования в лабораторных условиях были получены зависимости для определения коэффициента теплоотдачи от насыпок ископаемого на конвейере и в вагонетке, а также зависимости для определения относительной средней по объему насыпок температуры измельченного угля в зависимости от расхода воздуха в выработке, размеров насыпки, времени охлаждения, теплофизических характеристик ископаемого. Теоретическим путем получены решения для определения относительной средней по объему насыпки температуры ископаемого при условиях, одинаковых с экспериментальными и получено хорошее совпадение с опытными данными. При теоретических исследованиях вагонетка с ископаемым заменялась эквивалентным шаром, а насыпка угля на конвейере телом, образующимся при пересечении двух неограниченных пластин. На основе теоретических и экспериментальных исследований разработана методика расчета тепловыделений при конвейерном и рельсовом транспорте и рекомендации по учету этого фактора при прогнозе температуры воздуха в горных выработках глубоких шахт. Это позволило уточнить результаты тепловых расчетов.

Выполнен ряд работ по упрощению и уточнению расчетов температуры воздуха в глубоких шахтах. Для лав с высокой нагрузкой и для подготовительных выработок даны рекомендации по определению среднеинтегральных значений коэффициента нестационарного теплообмена. Это позволило уточнить и упростить расчет этого параметра a , следовательно, и температуры воздуха в горных выработках.

В результате теоретических и экспериментальных исследований теплового режима шахт обоснована необходимость и предложены схемы обособленного проветривания конвейерных выработок в глубоких шахтах, что позволило снизить нагрев свежего воздуха, поступающего в очистные и подготовительные забои. Кроме того, разработан и обоснован ряд эффективных способов и средств снижения тепловыделений от транспортируемого ископаемого и уменьшения влияния этого источника на тепловлажностные параметры свежего воздуха в выработках глубоких шахт: покрытие транспортируемого ископаемого на конвейере слоем воздушно-механической пены; снижения интенсивности испарения влаги с поверхности насыпки ископаемого путем орошения насыпки водным раствором хлористого кальция и поверхностно-активного вещества; укрытие насыпки ископаемого на конвейере теплоизолирующим кожухом с отсосом из под кожуха и выдачей за пределы выемочного участка нагретого увлажненного воздуха и др. Проведенные на шахте им.Бажанова по «Макеевуголь» испытания покрытия ископаемого на конвейере слоем воздушно-механической пены и орошению насыпки угля на конвейере водным раствором хлористого кальция и смачивателя показали высокую эффективность этих способов и позволили снизить тепловыделение от транспортируемого ископаемого соответственно на 50-70% и 44-85%. По этим исследованиям подготовлена и защищена кандидатская диссертация (Стукало В.А.).

Проведены теоретические и экспериментальные исследования теплообменных процессов в горных выработках при возникновении пожаров. В результате этих исследований разработан способ расчета температуры в горных выработках при возникновении рудничных пожаров с учетом передачи тепла воздуху излучением и изменения теплофизических характеристик горных пород в зависимости от их температуры. При этом были получены зависимости для определения коэффициента нестационарного теплообмена с учетом характера изменения температуры воздуха в горных выработках при рудничных пожарах. При определении теплофизических характеристик в зависимости от температуры горных пород учитывалось, что температура горных пород по мере удаления от стенки выработки, в которой происходит пожар, снижается. При этом, чем больше градиент температуры, тем будет больше тепловой поток в данном сечении массива пород и, следовательно, большую роль играют теплофизические характеристики пород в общем теплообмене массива с движущимся по выработке воздушным потоком а также доказано, что теплофизические свойства пород должны определяться не по расстоянию от стенки выработки, а по градиенту температуры.

По материалам исследований в 1970г. Медведевым Б.И. защищена докторская диссертация, посвященная тепловым основам вентиляции глубоких шахт при нормальных и аварийных режимах проветривания.

На кафедре рудничной вентиляции был выполнен большой объем экспериментальных исследований по определению теплофизических характеристик пород в массиве при различных температурах (Тельной А.П.). Получены зависимости, позволяющие по данным о минералогическом составе пород и пористости определить для них коэффициенты теплопроводности и температуропроводности. На основе экспериментальных исследований получены также зависимости для определения коэффициентов теплопроводности и температуропроводности дробленых углей и породы. По результатам этих исследований бала защищена кандидатская диссертация (Тельной А.П.).

На основе исследований разработан метод оперативного расчета температуры воздуха в различных пунктах выработок, по которым движутся пожарные газы. Эта методика необходима при решении вопроса о возможности направления горноспасателей в ту или иную выработку для ведения работ по борьбе с пожарами. По материалам этих исследований защищена кандидатская диссертация (Почтаренко Н.С.).

Исследованиями установлено (Кондрацкий В.Л.), что высокая температура воздуха в глубоких шахтах бывает чаще всего в проходимых тупиковых выработках. Основной причиной этого является сравнительно небольшое количество воздуха, подаваемого по вентиляционным трубопроводам в призабойные пространства из-за больших утечек воздуха и аэродинамических сопротивлений особенно большой их протяженности.

В результате исследований предложены способы снижения утечек воздуха и его нагрева при перемещении по вентиляционным трубопроводам в призабойные пространства проходимых тупиковых выработок. Были разработаны и внедрены на шахтах комбинированные вентиляционные гибкие воздухопроводы, состоящие из наружной секционной и внутренней сплошной синтетических оболочек (а.с. № 411211 от 15.01.1974) причем последняя помещается в наружную оболочку из обычных вентиляционных труб по мере подвигания забоя выработки участками по 150-200м. Аэродинамическое сопротивление такого трубопровода в 2-3 раза, а утечки воздуха в 10 и более раз меньше, чем обычно применяемых гибких воздухопроводов. Применение таких комбинированных трубопроводов для подачи воздуха в тупиковые выработки позволило обеспечить достаточным количеством свежего воздуха протяженные (до 2000м) проходимые выработки, увеличить расход воздуха в забоях и частично снизить его температуру в проходимых выработках глубоких шахт. Эта разработка вышла в нормативный документ «Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт» и используется на шахтах. Для предотвращения порыва полиэтиленового рукава (внутренней оболочки) в воздухопроводе было разработано специальное пусковое устройство (а.с. №№769013, 962646, 962647, 964178, 1518537), которое может изготавливаться в шахтных мастерских. По этим исследованиям подготовлена и защищена кандидатская диссертация (Кондрацкий В.Л.).

При проведении протяженных тупиковых выработок в глубоких шахтах и подаче свежего воздуха по обычному комбинированному воздухопроводу происходит быстрое его нагревание даже при применении искусственного охлаждения его после вентилятора местного проветривания. Для снижения нагрева свежего воздуха в трубопроводе после его охлаждения была разработана конструкция гибкого теплоизолированного воздухопровода (а.с. 387123, 1204744) и определены его параметры. Теплоизолированный гибкий воздухопровод состоит из двух концентрически расположенных оболочек с воздушным прослойком между ними. Принцип действия такой конструкции основан на использовании теплоизоляционных свойств воздуха в пространстве между внешней и внутренней оболочками трубопровода. Во время работы вентилятора местного проветривания обе оболочки раздуваются создавая тепловое сопротивление, снижающее передачу тепла от исходящего потока воздуха в выработку к свежему воздуху в воздухопроводе, что позволяет снизить нагрев свежего воздуха, направляемого в забой. Лабораторные и шахтные испытания показали, что коэффициент теплопередачи гибкого теплоизолированного трубопровода в 4-5 раз меньше, чем у известных зарубежных конструкций гибких теплоизолированных труб. Применение гибких теплоизолированных трубопроводов позволило исключить периодическое перемещение шахтного кондиционера по проходимой выработке и обеспечить снижение температуры свежего воздуха в забое выработки на 5-6 °С. По этим исследованиям защищена кандидатская диссертация (Лепихов В.А.).

Преподаватели и научные сотрудники кафедры продолжают исследования, начатые проф. Б.И.Медведевым, и исследуют новые проблемы в области аэрологии шахт. Так, когда возникла проблема подачи огнетушащих средств в очаг горения в выработках, был разработан, изготовлен и внедрен самопрокладывающийся воздухопровод. По этому трубопроводу в очаг горения для его тушения подается огнетушащий порошок.

Этот трубопровод используется горноспасателями. По материалам этих исследований защищена диссертация (Сухоруков В.П.).

С участием преподавателя кафедры доц. Почтаренко Н.С. разработана программа расчета шахтных вентиляционных систем на ПЭВМ «Ревод», позволяющая получить расчетом параметры воздухораспределения и депрессий по сети и решать ряд других вентиляционных вопросов. Эта программа широко используется депрессионными службами горноспасательных отрядов.

Существующая в ПБ классификация угольных шахт на категории по метану при обыкновенном его выделении не учитывает влияния расхода воздуха в выработках на степень возможности возникновения взрывчатой концентрации метана в выработках шахты, а также не учитывает газовой обстановки в проходимых выработках и возможность возникновения внезапных прорывов метана из почвы пластов в горные выработки. Взрывы метана бывают на шахтах различной категории по метану и зависит вероятность их возникновения не только от интенсивности метановыделения и наличия источника тепла, но и от расхода воздуха, т.е. от величины складывающейся концентрации метана в воздухе выработок и забоев шахты.

Автором статьи разработаны методы дифференцированной оценки степени опасности шахт по газовому, пылевому и тепловому факторам. Степень опасности газовых шахт по выделению метана предлагается дифференцировать наибольшим отношением среднегодовой концентрации метана в выработках шахты $C(\%)$ к максимально допустимой Правилами безопасности $C_{\text{max}}(\%)$: I категория C/C_{max} до 0,25; II – от 0,25 до 0,50; III – от 0,50 до 0,75; сверхкатегорийные – от 0,75 до 1,0. К следующей по опасности рекомендуется отнести шахты, опасные по суфлярным выделениям и внезапным порывам метана из почвы пластов, а к самой высокой категории – шахты, опасные по внезапным выбросам метана. Такая оценка шахт по выделению метана позволит устранить вышеуказанные недостатки применяемой ныне классификации и более объективно оценивать опасность шахт по метану.

В настоящее время нет дифференциации шахт, опасных по взрывам угольной пыли и шахт, с неблагоприятными температурными условиями, что затрудняет направление средств на более опасные шахты по этим факторам.

Предлагается разделить все опасные по взрывам угольной пыли шахты на пять групп по степени возможности взрыва взвешенной в воздухе угольной пыли в зависимости от величины наибольшего отношения среднегодовой запыленности воздуха угольной пылью в выработках и забоях шахты $C_p(\text{г/м}^3)$ к нижнему пределу взрываемости угольной пыли на пластах, разрабатываемых данной шахтой $\delta_{\text{взв}}(\text{г/м}^3)$ (Пвзв): I – Пвзв до 0,25; II – от 0,25 до 0,50; III – от 0,50 до 0,75; IV – от 0,75 до 1,0; V – 1,0 и более.

Шахты с температурами воздуха в горных выработках, превышающими допустимые ПБ, предлагается разделить на четыре группы по опасности температурных условий. Критерием отнесения шахт к соответствующей группе предлагается принимать наибольшее отношение среднегодовой температуры воздуха в действующих выработках с температурой, превышающей допустимую Правилами безопасности и присутствием горняков $t(^{\circ}\text{C})$ к предельно допустимому значению температуры воздуха в соответствующей выработке $t_{\text{доп}}(^{\circ}\text{C})$. В зависимости от этого соотношения температур (показатель Π_t) шахты предлагается относить к соответствующим группам следующим образом: I – при $\Pi_t=1,01-1,1$; II - $\Pi_t=1,11-1,2$; III - $\Pi_t=1,21-1,30$, IV - $\Pi_t=1,31$ и более. Дифференциацию шахт по опасности температурных условий в каждой группе можно осуществлять по сумме показателей Π_t на конкретной шахте в сравнении с аналогичной величиной для других шахт данной группы. Та из шахт данной группы будет более опасной по тепловым условиям, которая имеет большее значение $\Sigma\Pi_t$. Если к данной

группе относится несколько шахт с одинаковым значением $\Sigma\Pi_{i}$, то более опасной будет та шахта, в которой среднегодовое количество горняков, работающих в выработках с повышенной температурой воздуха будет больше.

Наряду с показателем $\Sigma\Pi_{i}$ при оценке степени опасности шахты по тепловому фактору необходимо учитывать также количество человеко-смен, отработанных горняками в течение года в выработках с температурой воздуха, превышающей допустимую Правилами безопасности и приходящихся на тысячу тонн добычи. Это можно оценить показателем $\Pi_{г-с}$ (человеко-смен на 1000т добычи), определяемым по выражению:

$$\Pi_{г-с} = \frac{n_M \Sigma N_{г-с.i}}{A_T}$$

где n_M - число месяцев в году, в которых работы в горных выработках выполнялись при температуре воздуха, превышающей допустимую Правилами безопасности; $N_{г-с.i}$ - число человеко-смен, отработанных горняками данной глубокой шахты в i -м месяце прошедшего года в горных выработках с температурой воздуха, превышающей допустимую Правилами безопасности, чел-смен/мес.; A_T годовая добыча шахты, т/год.

Чем больше показатель $\Pi_{г-с}$, тем опаснее данная шахта среди других шахт производственного объединения(холдинга, бассейна, отрасли) в соответствующей группе трудности шахт по тепловому фактору.

Показатели Π_{i} , $\Sigma \Pi_{i}$ и $\Pi_{г-с}$ позволяют более достоверно оценить степень трудности шахт по тепловому фактору путем сравнения величины этих показателей, выявить наиболее опасные из них в объединении, бассейна, отрасли. Их использование позволит также своевременно разработать и внедрить комплекс мероприятия по нормализации температурных условий на рабочих местах.

Предлагаемая дифференциация шахт, опасных по взрывам угольной пыли и неблагоприятным температурным условиям позволит направлять материальные средства в первую очередь на наиболее опасные шахты по пылевому и тепловому факторам.

Большинство научных исследований, проведенных за прошедшие послевоенные годы на кафедре рудничной вентиляции, выполнялись по координационным планам отрасли, заказам производственных объединений по добыче угля, отдельных шахт и получили высокую оценку производственников и ученых на многочисленных конференциях, где докладывались их результаты.

©Стукало В.А., 2008

УДК 622.235.22:622.23

КАЛЯКИН С.А., ШЕВЦОВ Н.Р. (ДонНТУ)

ОХРАНА ТРУДА КАК РЕЗУЛЬТАТ ПРИМЕНЕНИЯ БЕЗОПАСНЫХ СРЕДСТВ И СПОСОБОВ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД

Исследован вопрос влияния способов разрушения горных пород на безопасность и охрану труда в угольных шахтах, в результате установлено, что только способ гидровзрывания может обеспечить взрывобезопасность работ на выбороопасных угольных пластах.

Охрана труда есть комплексная система законодательных актов, социально-экономических, организационных, технических, гигиенических и лечебно-профилактических мероприятий и средств, обеспечивающих безопасность, сохранение

здоровья и работоспособности человека в процессе труда. Взрывобезопасность производственных процессов является неотъемлемой частью системы охраны и безопасности труда на технологических выемочных и подготовительных участках угольных шахт. Вместе с тем, на этих участках угольных шахт, где широко применяются разные способы разрушения горных пород – взрывные работы и комбайновая выемка, происходит основная часть воспламенений метановоздушной смеси (МВС) и пылевоздушной смеси (ПВС), равная примерно 80% от общего их числа при авариях, связанных с взрывами взрывоопасной среды. Поэтому повышение безопасности работ при применении способов разрушения пород в угольных шахтах является актуальной проблемой, имеющей важное научное и практическое значение.

Анализ последних исследований и публикаций показал, что взрывные работы, отличающиеся высокой эффективностью, находят широкое применение в угольных шахтах. Тем не менее, при добыче угля и проведении горных выработок по некрепким горным породам весьма распространенным способом разрушения является механический с использованием горных машин, оборудованных рабочими органами – резцами и фрезами для послойной выемки породы. Оценка удельных энергозатрат, характерных для каждого из упомянутых способов разрушения горной массы, показывает, что механический способ не может конкурировать со взрывным. Энергозатраты на 1 тонну разрушенной породы при механическом способе разрушения составляют в среднем 10^9 Дж/т, а при взрывном – только $5 \cdot 10^5$ Дж/т. В угольных шахтах при разрушении горного массива каждый цикл работ потенциально связан с вероятностью образования в забое выработки взрывоопасной среды. Это очень часто приводит к авариям, связанным со взрывами взрывоопасной среды. Только в течение одного 2007 года произошли две катастрофы: в марте на шахте «Ульяновская» (Кузбасс) в результате взрыва погибло 110 шахтеров, а в ноябре на шахте им. А.Ф. Засядько (Донбасс) в результате трех последовательных взрывов погибло 106 шахтеров и 158 ранено. Эти катастрофы вызвали у специалистов множество проблемных вопросов о перспективах дальнейшего развития угольной промышленности.

Основные проблемы связаны с повышением безопасности работ при разрушении и добыче угля на шахтах с высоким выделением метана и склонных к внезапным выбросам газа и угля. Многолетний опыт разработки безопасных средств и способов разрушения горных пород показал, что можно создать высоко предохранительные взрывчатые вещества (ПВВ), которые могут безопасно применяться при взрывных работах в угольных шахтах, тогда как безопасные горные машины создать пока не удалось, как не удалось создать и надежные системы взрывозащиты при их использовании. Поэтому развитие и совершенствование безопасных и эффективных средств и способов разрушения горных пород является актуальной научно-технической проблемой, связанной с повышением техники безопасности и охраны труда в угольных шахтах.

Целью работы является обоснование безопасных условий труда как результата использования в забоях горных выработок гидровзрывного способа разрушения угля и горных пород, обеспечивающего взрывобезопасность технологии добычи угля и проведения горных выработок.

Современная техника взрывобезопасности в угольных шахтах основывается на трех принципах предотвращения взрывов газо-пылевоздушных смесей. Первый заключается в исключении образования взрывоопасной среды путем интенсивной вентиляции горных выработок, осланцевания отложений из пыли, смыва угольной пыли и т.д. Практика ведения горных работ показала, что динамика выделения метана из разрабатываемых пластов угля в выработки может быть спокойной, в виде суфляра из закрытых полостей или внезапной. При внезапных выбросах угля и газа количество выделившегося метана может на порядок превышать величину природной метаноносности

угольного пласта. В этом случае возникает заведомо взрывоопасная среда. Поэтому необходимо использовать комплекс мероприятий для обеспечения взрывобезопасности на основе второго принципа: предотвращения возникновения источников, инициирующих взрыв образованной взрывоопасной газо-пылевоздушной среды. К таким источникам можно отнести открытое пламя пожара или пламя при дефлаграции ВВ, ударные волны, продукты взрыва детонирующего заряда, электрические разряды, нагретые твердые тела, пирофорное искрение.

В тех случаях, когда нельзя исключить возможность возникновения опасных для взрывоопасной среды источников, способных вызвать ее воспламенение, реализуют третий принцип обеспечения взрывобезопасности за счет выполнения взрывозащиты, при которой возможный очаг горения или взрыва был бы локализован и ликвидирован без катастрофических последствий.

Таким образом, развитие аварии на угольной шахте потенциально связано с нарушением всего комплекса мер и мероприятий по обеспечению взрывобезопасности, в результате чего происходит образование взрывоопасной среды, возникает источник для ее воспламенения и система взрывозащиты по какой-то причине не способна локализовать и ликвидировать очаг воспламенения. Такая ситуация может возникнуть, если работниками шахт полностью игнорируются «Правила безопасности в угольных шахтах», нормативно-техническая документация по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по выбросам угля (породы) и газа, «Единые правила безопасности при взрывных работах», а технические средства контроля параметров безопасности работ не совершенны. Подобная ситуация может быть и в результате возникновения аварийно-опасных режимов работы шахты, связанных с проявлением неизвестного фактора, влияющего на поведение угольного пласта в процессе изменения геомеханического состояния пород и органического угольного вещества. Последнее высказывание сделано не случайно, так как ряд ответственных лиц, специалистов и ученых в объяснении причин последних катастроф на угольных шахтах склоняются именно к такой позиции, то есть проявления на угольных пластах неизвестных науке природных явлений, подчеркивая тем самым «слабость» горной науки и отсутствие в ней должного фундаментализма. С этим нельзя согласиться, и в этом вопросе необходимо поддержать мнение, высказанное в печати проф. В.И. Николиным, который четко отделил понятие научного подхода в решении проблем горного производства в опасных условиях шахт от погони за сверхприбылью путем пренебрежения известными основными принципами безопасности при чрезмерной интенсификации производства добычи угля.

В связи с этим в данной работе приводятся результаты последних исследований, сделанных в ДонНТУ, ВостНИИ, ИПКОН РАН и ИФГП НАН Украины.

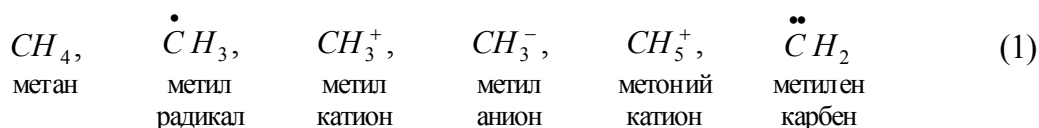
В последние годы в ИГТМ НАН Украины и в ИПКОН РАН России проводятся исследования, посвященные изучению особенностей атомной структуры ископаемых углей и изменения микроструктуры деформируемого угля выбросоопасных пластов [1,2]. Анализ результатов этих работ позволил уточнить механизм выхода растворенного метана из твердого угольного вещества и условия перехода стабильной системы «угольное вещество – метан» в метастабильное состояние. В зонах метастабильного состояния образуется высокодисперсный крайне реакционный уголь и происходит изменение его физико-химического состояния и состава. В результате высокодисперсные фазы разрушаемого угля, включая наночастицы, могут образовываться в угольном пласте при изменении его напряженно-деформированного состояния в процессе разработки. Зоны высокодисперсного угля являются зонами нестабильности, в которых происходит переход метана из связанного в свободное состояние при разгрузке или разрушении угольного пласта. На выбросоопасных пластах высокодисперсный уголь, содержащий наночастицы, по объему может составлять десятую часть от общей добычи мас-

сы угля. Возможно, последний вывод с учетом высокой проникающей и реакционной способности наночастиц усилит осознание большого влияния высокодисперсных фракций разрушаемого угля на безопасность труда рабочих и взрывоопасность горных выработок. Действительно, при суточной добыче из очистного забоя 2000 т/сут. образуется около 200 т высокодисперсной пыли, из которой примерно половина оседает в горных выработках. При норме осланцевания 50% для перевода угольной пыли в невзрывчатое состояние потребуется ежедневно около 100 т инертной сланцевой пыли только для осланцевания выработок одного добычного участка. Масштаб этих работ по осланцеванию выработок всей шахты трудно представить.

Не менее важные исследования проведены Шахтинским центром ВостНИИ [3]. Углекимическими исследованиями установлено, что мостиковые связи между атомами в составе органической массы углей представляют собой связи пониженной прочности. При разрушении пласта происходит повышение дефектности углеродо-кислородных и углеродо-водородных мостиков, которое приводит к образованию активных фрагментов структуры угля, отличающихся нестабильностью. При их разрушении относительное выделение метана из угля возрастает в 1,5-3 раза. Это приводит к резкому увеличению выхода метана при разрушении угля, который в несколько раз превышает его природную метаноносность.

Учитывая ограниченные возможности вентиляции выемочных участков при высоких нагрузках, возрастание в таком количестве выделения метана приведет к образованию взрывоопасных концентраций МВС при работе очистного комбайна. Возникает дилемма: работать с «белой шкалой», «загрубив» датчики метана или покинуть участок до полного его проветривания. В данной ситуации многие специалисты, считая себя «академиками» горного дела, в силу меркантильного интереса и консервативного мышления дают команду продолжать работать, преступно полагая, что для воспламенения взрывоопасной МВС необходим источник с высокой температурой, да еще нужно и необходимое время индукции, в течение которого он должен существовать. Это заблуждение дорого обходится шахтерам.

Коварство органического углеводородного угольного вещества заключается в существовании в нем промежуточных продуктов, содержащих углерод с координационным числом от одного до пяти [4]. До недавнего времени наши классические представления о промежуточных соединениях углеводородов ограничивались лишь знаниями о радикалах, катионах и анионах:

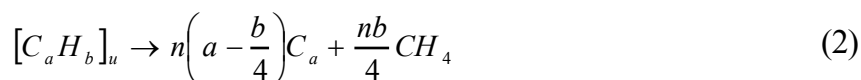


Молекулы, содержащие двухвалентный углерод, считались слишком нестабильными и редко встречающимися на практике. Однако в последние годы положение изменилось, и радикалы двухвалентного углерода стали хорошо известны, они были обнаружены и в самой структуре угля, и в продуктах его распада. Карбеновый углеродный атом имеет два несвязанных электрона и представляет собой очень активный радикал. Оценить термодинамическую устойчивость карбена по отношению к другим промежуточным продуктам можно, последовательно отрывая атомы водорода от метана и сопоставляя тепловые эффекты разных стадий этого процесса (см. табл.).

Табл. 1. Тепловые эффекты разных стадий реакции образования промежуточных продуктов углеводорода

№	Реакция	Тепловой эффект реакции ΔН, кДж/моль
1	$CH_4 \rightarrow \dot{C}H_3 + \dot{H}$	431,6
2	$\dot{C}H_3 \rightarrow \ddot{C}H_2 + \dot{H}$	364,18
3	$\ddot{C}H_2 \rightarrow \overset{\cdot\cdot}{C}H + \dot{H}$	523,25
4	$\overset{\cdot\cdot}{C}H \rightarrow C_a + \dot{H}$	339,1

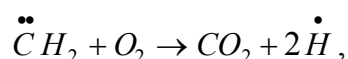
Как видно из приведенных реакций, процесс образования метилена из метильного радикала требует на 66,98 кДж/моль меньше энергии, чем образование метильного радикала из метана. Напротив, на отрыв водорода от метилена, приводящий к метиновой молекуле (СН), затрачивается на 92,1 кДж/моль больше энергии. Следовательно, метилен в сравнении с метильным или метиновым радикалами легче образуется и труднее разрушается, то есть относительно стабилен. Устойчивость метилена позволяет ему накапливаться при реакции разложения твердого раствора метастабильной системы из органического вещества угля и метана. Разложение этой системы идет с образованием химически активных наночастиц углерода (C_a) и метана, которые в дальнейшем образуют метилен



по следующей реакции:



Радикал $\ddot{C}H_2$ при наличии воздуха мгновенно реагирует с молекулой кислорода и вызывает цепное самовоспламенение имеющейся МВС по следующей схеме реакций:



Общая реакция цепного взрыва МВС имеет вид:



Возможен и иной сценарий развития взрыва продуктов разложения метастабильного раствора метана в угле через реакцию образования взрывоопасного ацетилена:



Ацетилен Н-С≡С-Н самовоспламеняется без кислорода при температуре T=330⁰С или давлении P=0,2 МПа и концентрации чуть выше 2,0%.

В результате приведенных исследований установлены причины образования взрывоопасной среды и источники ее воспламенения, которые вызывают исключитель-

но процесс детонации МВС или ацетиленоводородной смеси. В обоих случаях при детонации образуется мощная ударная волна с параметрами, достаточными для воспламенения вновь образованной в выработках метано-пылевоздушной смеси. Расчетные параметры детонационной волны для этой смеси: давление детонации составляет $1,42 \cdot 10^6$ Па, скорость движения волны 1600 м/с. Инерционные пассивные полочные заслоны просто не успевают сработать при высокой скорости ударной волны в горной выработке и локализовать взрыв в начальной стадии его развития. Автоматические заслоны типа СЛВА-1 не способны локализовать и предотвратить крупномасштабный детонационный процесс во взрывоопасной смеси в горной выработке, так как каждый из них содержит всего 40 кг пламегасящего порошка и имеет узконаправленное действие. Ситуацию в горной выработке в еще большей степени осложняет присутствие горношахтного оборудования (комбайн, крепь, конвейер), имеющего силовой электропривод, при разрушении которого ударной волной критическая ситуация только усугубляется. В результате имеем то, что имеем – катастрофы в угольных шахтах с огромными жертвами. Возникают вопросы: а как же быть дальше и где выход из сложившейся ситуации?

Ответы на эти вопросы, как ни странно, всем известны и о них говорят передовые ученые горного дела. Так, А.Д. Алексеев считает, что путь достижения эффективности и безопасности горного производства лежит только через внедрение передовых новейших технологий [5]. По-видимому, речь идет о разработке ИФГП НАН Украины способа, связанного с обработкой угольного массива водными растворами поверхностно и химически активных веществ. В результате этого изменяется физико-химическое состояние угля, снижается выбросоопасность угольных пластов, стабилизируется динамика газовыделения. Однако новейшие передовые разработки должны вписываться в технологию горного производства. Одним из наиболее важных составляющих процесса добычи угля является способ разрушения горного массива. Учитывая перспективность взрывного способа разрушения угля, его превосходство перед механическим и необходимость воздействия на уголь водных растворов поверхностно и химически активных веществ с целью перевода его в состояние, позволяющее контролировать выбросоопасность угля и газовыделение из пласта, была предложена технология гидровзрывания зарядов ВВ в горных породах. Согласно этой технологии заряд со всех сторон должен быть окружен водой или водным раствором соответствующей соли. При гидровзрывании заряда ВВ наряду с разрушением пород происходит импульсная закачка воды или водного раствора в пласт, его предварительное рыхление и дегазация. Одновременно в призабойной части выработки идет распыление воды, снижение образования угольной пыли и интенсивности ударных волн и создается предохранительная среда из тумана и пара с параметрами, обеспечивающими взрывозащиту в горной выработке. Данная технология базируется на четких научных основах гидровзрывания в шахтах, опасных по газу и взрывам угольной пыли, разработанных в ДонНТУ, которые позволяют установить необходимые параметры способа гидровзрывания и выбор ВВ. В результате реализации этого способа в шахтах достигаются:

– высокая эффективность действия взрыва заряда ВВ в горной породе: коэффициент полезного действия взрыва возрастает на 15–20%, а удельный расход ВВ снижается в 1,5–2,0 раза;

– высокая безопасность взрывания зарядов во взрывоопасной среде: заряды ВВ при окружении их слоем воды 3–5 мм не воспламеняют взрывоопасные МВС и ПВС, а давление в ударных волнах снижается почти в 20 раз;

– снижение в 3–5 раз образование пыли при разрушении угля;

– увеличение радиуса увлажнения горного массив до 60–80 радиусов заряда ВВ за счет высокого давления ударно-сжатой воды, которое достигает половины давления детонации ВВ;

– создание взрывозащиты в горной выработке при разрушении горного массива за счет интенсивного распыления воды, солей-ингибиторов реакции окисления метана и угольной пыли и интенсивного образования тумана и пара в призабойной части;

– управление импульсным действием взрыва заряда ВВ на угольный пласт путем регулирования величины водяного зазора между зарядом ВВ и стенкой шпура (скважины), изменения темпа и скорости увлажнения массива, выбора способа инициирования заряда ВВ.

Столь замечательные результаты гидровзрывания получаются за счет того, что вода заполняет все свободное от заряда ВВ пространство шпура (скважины), проникает в трещины и микротрещины по его боковой поверхности и повышает волновой импеданс среды вокруг заряда. При гидровзрывании заряда энергия продуктов детонации ВВ идет на ударное сжатие воды и образование ударных волн в среде, окружающей заряд. За счет энергии, передаваемой в массив ударными волнами, в нем образуется система трещин, которые заполняет и расширяет движущаяся потоком ударно-сжатая вода как рабочее тело процесса разрушения. При взрывании в угле образование трещин и разрушение структурных атомных связей в угольном веществе ведут к его дегазации и снятию напряженного состояния. Роль воды существенно возрастает при гидровзрывании на опасных угольных пластах в зонах метастабильного состояния, так как вода активно взаимодействует с образующимся по реакции (3) метиленом (карбеном), превращающимся с ее помощью в простейший спирт:



В связи с протеканием в угольном веществе реакции (6) на выбросоопасных угольных пластах полностью исключается вероятность возникновения процессов самовоспламенения МВС и образования взрывоопасного ацетилена. Таким образом, безопасность горных работ резко возрастает, а способ гидровзрывания при разрушении угля и горного массива обеспечивает необходимые условия по охране труда шахтеров.

Выводы.

1. Используемые в угольных шахтах способы разрушения горных пород не могут в полной мере обеспечить безопасные условия труда шахтеров.

2. В силу проявления «человеческого фактора» и несовершенства технических средств и способов обеспечения безопасности труда в процессе добычи угля, в ряде случаев на шахтах возникают аварийно опасные режимы работы, которые приводят к взрывам и катастрофам.

3. Углекимические исследования атомной структуры и микроструктуры твердого раствора метана в угольном веществе позволяют установить, что при его разложении возможно образование наночастиц активного углерода и метана, которые при взаимодействии между собой образуют метилен (карбен).

4. Метилен – активный радикал, способный вызывать самовоспламенение МВС или образовывать взрывоопасный и нестойкий ацетилен, который детонирует при концентрациях более 2,0% и давлении 0,2 МПа.

5. Предложен способ гидровзрывания зарядов ВВ в сочетании с поверхностно или химически активными водными растворами, действующими на угольный пласт, переводя его в выбрособезопасное состояние и дегазируя уголь.

6. При гидровзрывании происходит интенсивное разрушение угля, его увлажнение, дегазация и связывание метилена водой, превращая его в первичный спирт. В ре

зультате этого полностью исключается взрывоопасность продуктов разложения метастабильной системы «уголь-метан» и образование в ней ацетилена.

Библиографический список

1. Булат А.Ф., Скипочка С.И., Куцева Н.А. О некоторых особенностях атомной структуры ископаемых углей // Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць / Ун-т геотехнічної механіки ім. М.С. Полякова НАН України. – Дніпропетровськ, 2005. – Вип. 61. – С. 3-11.
2. Трубецкой К.Н., Викторов С.Д., Галченко Ю.П., Одинцев В.Н. Техногенные минеральные наночастицы как проблема освоения недр // «Вестник Российской академии наук», Том 76, №4, апрель, 2006. – С. 318-324.
3. Фролков Г.Д., Фролков А.Г. Механохимическая концепция выбросоопасности угольных пластов // Уголь. – 2005. – №2. – С. 18-22.
4. Костиков Р.Р. Двухвалентный углерод // Соросовский образовательный журнал, 1995. – №1. – С. 67-73.
5. Алексеев А.Д. Новітні технології – надійний ключ до надр // Вісн. НАН України, 2005. – №1. – С. 24-31.

©Калякин С.А., Шевцов Н.Р., 2008

УДК 658:504

ШАФОРОСТОВА М.М. (ДонНТУ)

ЕКОНОМІЧНІ ІНСТРУМЕНТИ КОМПЛЕКСНОГО ВИКОРИСТАННЯ НАДР

Розглянуто проблеми розвитку гірничо-добувної галузі. Запропоновано напрямки зниження собівартості вугілля та обсягів державних дотацій. Показано вигоди від впровадження комплексного підходу до використання надр. Обґрунтовано доцільність збільшення ефективності функціонування механізму надрокористування на основі розвитку економічних інструментів.

Вугілля є одним з найважливіших мінеральних ресурсів для економіки нашої держави. Серед загальних ресурсів викопного органічного палива на вугілля припадає від 65 до 90% в залежності від методів оцінки. На економічно розвинуті країни та країни, що розвиваються, припадає приблизно 540 млрд. т умовного палива, у тому числі 2/3 з них становить вугілля. В структурі паливно-енергетичного балансу світу вугілля складає 31% [3].

Згідно наближеної оцінки запаси вугілля на Землі складають 10 трлн т, три чверті яких припадає на країни СНД (4400 млрд т, США і КНР (по 1570 млрд т). Хоча вугілля значно більше (67%), ніж нафти (18%) і природного газу (15%), його запаси не безмежні. У 1990-х роках світове споживання вугілля склало більш ніж 2,3 млрд т на рік. У відміну від споживання нафти, споживання вугілля значно збільшилось не тільки як в промислово розвинутих країнах, так і в тих, що розвиваються. По прогнозам запасів вугілля має вистачити ще на 420 років. Но якщо споживання буде зростати теперішніми темпами, то його запасів не вистачить і на 200 років.

В Україні запаси вугілля є доволно значними – 117,3 млрд т, з них промислові запаси на діючих шахтах складають 6,5 млрд т:

- енергетичне вугілля – 3,5 млрд т;
- коксуюче вугілля – 3,0 млрд т.

Більша частина видобутку вугілля приходить на підприємства Донецької (45,5%), Луганської (34,2%), Дніпропетровської (15,3%) областей.

В останні роки в державі намітилась тенденція до зниження обсягів видобутку як енергетичних, так і коксуючих марок вугілля (рис. 1).

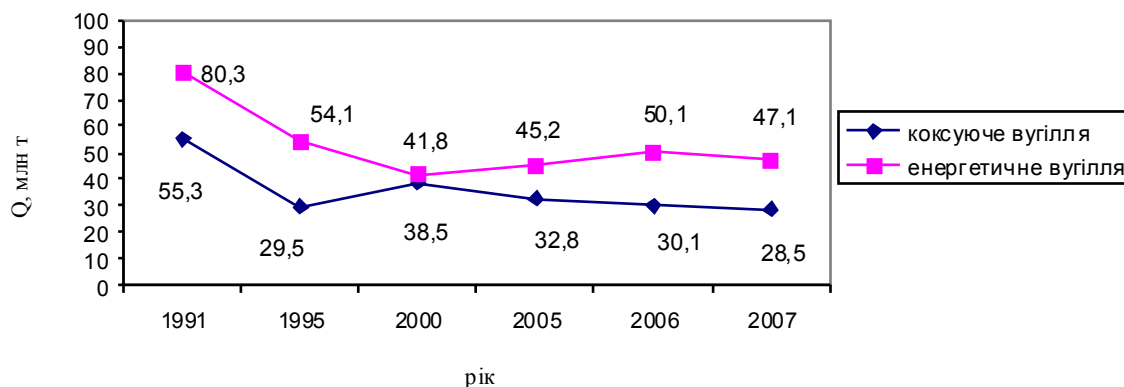


Рис. 1. Обсяги видобування вугілля в Україні

В 2007 році у порівнянні з 2006 роком загальне виробництво вугілля знизилось на 5,7%, до 75,6 млн т. Треба відмітити, що підприємства, які дотуються Мінвуглепром, виробили на 9% менше вугілля, ніж у 2006 році (42,2 млн т). Вугільні підприємства недержавної форми власності знизили продуктивність на 1,5% і видобули 33,4 млн т вугілля.

Таким чином, спостерігається тенденція на зниження обсягів видобутку вугілля і, відповідно, збільшення дефіциту цього виду палива. Особливо нестаток палива відобразився на підприємствах гірничо-металургійного комплексу – основного споживача коксуючого вугілля. Дефіцит компенсовано за рахунок імпорту – 9,3 млн т коксуючого вугілля та 1,8 млн т коксу (відповідно на 8% та 58% більш ніж у 2006 році). Енергетики також вперше за останні роки імпортували у 2007 році 245,5 тис т вугілля. На 2008 рік заплановано імпортувати біля 9 млн т коксуючого вугілля, одна тона якого коштує біля 250 у.о.

Зниження обсягів видобутку вугілля обумовлено значним зносом гірничо-шахтного обладнання (біля 80%), що призводить до відставання у підготовці нових очисних забоїв і пуску нових лав. Використання зношеного обладнання сприяє підвищенню аварійності, виробничого травматизму і гібелі шахтарів. Для вирішення проблеми потрібно значні обсяги фінансування. Держава з кожним роком збільшує фінансову допомогу:

- у 2006 році – 4271,8 млн грн.;
- у 2007 році – 5864,8 млн грн.;
- план на 2008 рік – 7100 млн грн.

По результатам аудиту Рахункової палати кількість державних коштів, що приходить на 1 т видобуваного вугілля, складає 36,7 грн., а у 2008 році цей показник планується на рівні 42,6 грн. В державному бюджеті України на 2008 рік для цього закладено більш ніж 3,8 млрд грн.

Незважаючи на бюджетні дотації, вугільна галузь залишається у кризовому становищі. Тобто державна підтримка використовується неефективно – державні інвестиції накладаються у будівництво нових шахт та не йдуть на придбання високотехнологічного обладнання.

Згідно Енергетичної стратегії України на період до 2030 року планується до 2010 року досягнути обсяг видобутку вугілля на рівні 90,9 млн т на рік. Для цього виробничі потужності мають бути на рівні 105,8 млн т.

Крім проблем з видобутком вугілля, відмічається тенденція до зниженню його якості – зольність енергетичного вугілля складає 40%, а міжнародна норма дорівнює 25%.

Значні проблеми спостерігаються у сфері ціноутворення на вугілля. За останні роки собівартість вугілля має тенденцію до збільшення (табл. 1).

Табл. 1. Собівартість вугілля

Собівартість вугілля, грн/ т	1 кв. 2007 р.	2 кв. 2007 р.	3 кв. 2007 р.	4 кв. 2007 р.	прогноз на 2008 р.
Коксуючий	470,90	487,80	600,50	855,90	збільшення на 40-45%
Енергетичний	283,90	376,90	356,90	376,90	збільшення на 27%

Природа ціноутворення у вугільній галузі (для державних підприємств) такаж сама як на ринку електроенергетики. Собівартість вугілля залежить від гірничо-геологічних умов і коєблеться від 300 грн. до 1,5 тис. грн. за 1 т. Державне підприємство „Вугілля України” купує вугілля у шахт по тїм цінам, які вони прононують (у більшості ніжче задекларованої шахтної собівартості), а потїм встановлює єдину ціну для продажу. Таким чином, держава ламає вугільний ринок та провокує технологїчну стагнацію державних шахт. „Так як сьогодні збитки шахт компенсуютьсє державним бюджетом, ефективно працюючі підприємства (що отримують менше державної допомоги) змушені конкурувати з неефективно працюючими (що отримують більший обсяг держдопомоги та продають вугілля по демпїнговим цінам). Це, у свою чергу, не стимулює роботу галузі по мінімізації виробничих затрат”, – говорить І. Юзефович, науковий співробітник Інституту економічних досліджень і політичних консультацій.

Уряд України обїцяє створити умови для функціонування незалежного ринку вугілля та „прив’язати” українські ціни до світового рівня. З нашої точки зору ефективно функціонування цього ринку буде можливо лише при створенні певного організаційно-екоєкономїчного механїзму державного управління, розробивши та прийнявши законодавчі та нормативні інструменти.

Приймаючи до уваги значні проблеми у розвитку гірничо-добувної галузі, держава має розробити стратегію подальшого розвитку шахт державної власності. З шашої точки зору нераціональні принципи державного дотування гірничої галузі треба реформувати. Дотувати потрібно тїльки то вугілля, який використовуєтьсє вітчизняними електростанціями та населенням як побутове паливо.

Аналіз щодо ефективності використання шахтами державної допомоги показує, що на придбання необхідного нового гірничо-шахтного обладнання коштів замало і тому вони направляютьсє на вирішення менш затратних або менш значимих проблем. А на шахтах продовжують використовувати зношені основні виробничі засоби. Для раціонального використання державних коштів важаємо за доцїльне придбання шахтного обладнання через банковські установи. Нове устаткування відразу вводиться до експлуатації, покращуючи техніко-екоєномїчні показники діяльності підприємства. Державні дотації будуть надходити до банків на погашення кредитів. Цей механїзм дозволить посилити контроль за використанням державних коштів та підвищити рівень технічної забезпеченості шахт.

Враховуючи дуже важливу роль вугілля у екоєномїці нашої держави, потрібно приймати до уваги екологічні важелі розвитку цієї галузі. Шахта в процесі своєї діяльності викидає забруднюючі речовини до атмосфери, скидає у водні ресурси, розміщує

відходи та впливає на земельні ресурси. Вирішення цих проблем потребує значних капітальних вкладень, які в значній мірі окупаються тільки у довгостроковому періоді. Тому доцільно гірниче підприємство розглядати не тільки як виробника вугілля. Важливо за необхідне розвивати додаткове виробництво і впроваджувати технології щодо комплексного використання надр. Крім вирішення екологічних проблем, комплексне використання надр дозволяє отримувати додатковий дохід. Наприклад, інвестиції у впровадження технологій щодо використання геотермальної енергії вироблених просторів, відходів вугледобутку та метану у господарській діяльності дозволяє отримати гірничому підприємству дохід від неосновної діяльності та знизити собівартість вугілля.

Додатковою продукцією для гірничого підприємства є:

- геотермальна енергія виробленого простору шахти;
- метан у якості сировини для отримання енергії;
- деякі види відходів виробництва;
- порода для виробництва сировини для будівельної промисловості;
- шахтна вода та ін.

Реалізуючи споживачу цю продукцію, шахта отримує наступні результати:

- зниження собівартості продукції від основного виробництва на основі зменшення витрат на енергетичну складову за рахунок використання власних джерел енергії;
- підвищення доходу підприємства за рахунок реалізації додаткової продукції від впровадження нових технологій (товарів з відходів, відходів, які є сировиною для інших виробничих процесів тощо);
- зменшення суми збору за забруднення довкілля на основі використання забруднюючих речовин в якості сировини, що також призводить до зниження собівартості продукції;
- підвищення ефективності діяльності підприємства у разі комплексного та системного підходу до використання природних ресурсів;
- зниження вірогідності надзвичайних ситуацій та нещасних випадків на виробництві, які були результатом вибухів метану.

Таким чином, гірниче підприємство, використовуючи комплексний підхід до використання надр, отримує наступні ефекти:

- соціальний – додаткові робочі місця, зниження кількості захворювань та смертей від аварій екологічного характеру;
- екологічний – зниження викидів (скидів) забруднюючих речовин та відходів, раціональне надрокористування на основі заміни деяких корисних копалин на альтернативні ресурси;
- економічний – зниження собівартості продукції основного виробництва, зменшення сум деяких зборів та податків, отримання додаткового доходу від реалізації.

Таким чином, комплексний підхід до використання надр дозволить гірничому підприємству знижувати собівартість видобутку вугілля за рахунок мінімізації загальних витрат на виробництво та отримувати додатковий економічний зиск. Для впровадження цього підходу на шахтах країни потрібно реформування основ державної політики у гірничо-добувній галузі та розробки ефективного державного механізму управління в цій сфері. Цей підхід має бути системним, тобто враховувати не тільки техніко-технологічні та екологічні аспекти, а також використовувати організаційно-економічні, кредитно-фінансові та податкові інструменти.

УДК 614.841

КАВЕРА А.Л. (ДонНТУ)

СПОСОБ ЗАЩИТЫ ЭЛЕКТРОИЗОЛЯЦИИ ОТ ВОСПЛАМЕНЕНИЯ

Проанализированы существующие средства предотвращения возгорания электрической изоляции. Предложен новый способ, предотвращающий появление пламени на поверхности изоляции и определены параметры установки, позволяющей реализовать данный способ.

Неотъемлемой частью при разработке нового и совершенствованию имеющегося электрического оборудования, является его пожарная безопасность. Пожары в кабельных сетях возникают вследствие повреждений и ненормальных режимов работы кабеля при неисправной, неправильно выбранной уставке максимально-токовой защиты и защиты от утечек тока на землю, а также при разрывах проводника под нагрузкой и при плохом контакте в местах соединений [1, 2] что так же может послужить причиной взрыва окружающей взрывоопасной среды, или привести к большим разрушениям и человеческим жертвам. Даже если автоматические средства защиты и отключили питание аварийного участка, то всегда существует опасность остаточного горения (тления) изоляции. Так, например, за 2004г. в Украине электротехническая продукция явилась причиной 10761 пожара, что составляет более 20 % от их общего числа. Из них 62,2 % произошли по причине возгорания кабельно-проводниковой продукции, 3 % – возгорания распределительных устройств и 1,1 % – возгорания электрических машин и преобразователей (рис. 1).

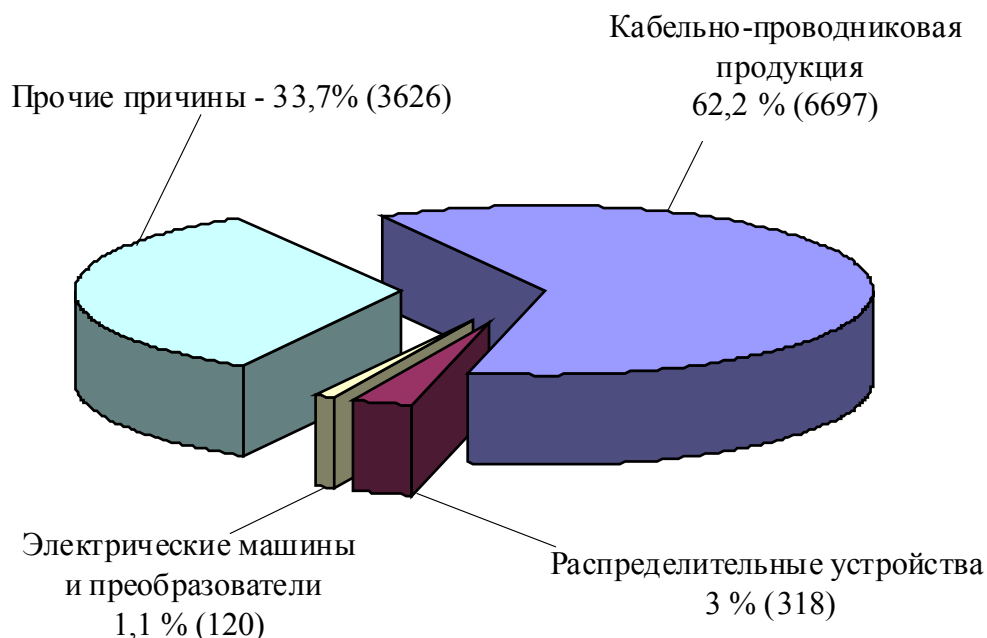


Рис. 1. Причины пожаров в Украине за 2004 г.

Проблема состоит в том, что при современном уровне развития противопожарной защиты не существует средств предотвращения воспламенения изоляции электрооборудования, а существуют только способы тушения, которые не являются универсальными. Например, тушить водой электрооборудование не разрешается, применение

порошковых средств пожаротушения приводит в негодность электроустановку, применение газовых средств затруднено их громоздкостью. В связи с этим возникает актуальный вопрос о разработке принципиально нового способа предотвращения и тушения возгораний.

Разрабатываемый способ основан на способности электрического поля влиять на пламя. Эта способность электрического поля была замечена еще в 1814 году Брандом. Наиболее существенные исследования в этой области проводились в НИИГД «Респиратор» в 90-х гг [3, 4], американской компанией «Spectrex» [5], в Самарском техническом университете [6]. Эти исследования нашли продолжение в ДонНТУ.

Разработанная в ДонНТУ стендовая установка состоит из блока питания (повышающий трансформатор), двух электродов (один из которых заземлен), источника пламени. Помимо перечисленных элементов, установка имеет пуль управления, позволяющий плавно повышать напряжение на электродах от 0 до 70 кВ и блок защиты, который снимает напряжение с электродов при электрическом пробое.

Механизм воздействия электрического поля на изоляцию следующий. При подаче высокого напряжения на электроды, между ними возникает электрическое поле. Это поле заставляет перемещаться заряженные частицы, образующиеся в результате реакции горения источника, расположенного между высоковольтными электродами. Роль заряженных частиц выполняют ионы и диполи. Перемещаемые полем заряженные частицы и увлекаемые ими электрически нейтральные молекулы, образуют аэродинамический поток, который при относительно малых потенциалах на электродах (до 10 – 15 кВ) интенсифицирует газообмен вблизи поверхности материала, облегчая доступ окислителя в зону горения. В результате чего скорость распространения пламени растет. При более высоких потенциалах доминирует, механизм роста теплопотерь из фронта пламени за счет увеличения его поверхности и скорость распространения пламени уменьшается. Чем выше напряжение между электродами, тем выше эффективность подавления пламени, поскольку выше скорость аэродинамического потока. Но существует предел увеличения напряжения, который обусловлен величиной пробивного напряжения. Величину пробивного напряжения можно вычислить, зная разрядное напряжение при нормальных условиях, давление окружающей газовой среды, ее температуру и влажность. Зависимость значения пробивного напряжения от давления описывается законом Пашена, а в зависимости от влажности – приводится к нормальным условиям с помощью поправочного коэффициента.

Был проведен ряд экспериментов по определению оптимальных параметров для предотвращения распространения пламени по поверхности изоляции. К параметрам способа относятся: величины напряжения между электродами, расстояния от электродов до основания пламени, вид электрического поля, а также форма, размер и материал электродов.

Как показали исследования, следует использовать переменное электрическое поле, в качестве материала можно использовать медные электроды, а наиболее эффективной формой электродов является: иглообразная форма обоих электродов, либо пластина с острой кромкой, развернутой по направлению к пламени (незаземленный электрод) и плоскость (заземленный электрод).

Рассмотрим эксперименты по определению значения напряжения гашения пламени от расстояния между электродом и пламенем. При этом первый и второй электрод поочередно ставятся в одинаковые условия. Исходное положение для первого опыта, когда источник пламени находится между иглообразными электродами на расстоянии 3 см от левого и 1 см от правого (рис. 2). После каждого измерения напряжения, подаваемого на электроды в момент гашения пламени, заземленный электрод перемещали на 1 см дальше и делали следующее измерение. Полученные зависимости напряжения

гашения пламени от расстояния между электродами и пламенем представлены на рис. 3. Здесь: линия 1 получена в результате непосредственных измерений; линия 2 – соответствующая ей линия тренда. Такой же опыт проводили с фиксированным правым электродом (второй опыт).

Здесь: линии 1 и 3 получены в результате непосредственных измерений; линии 2 и 4 – соответствующие им линии тренда.

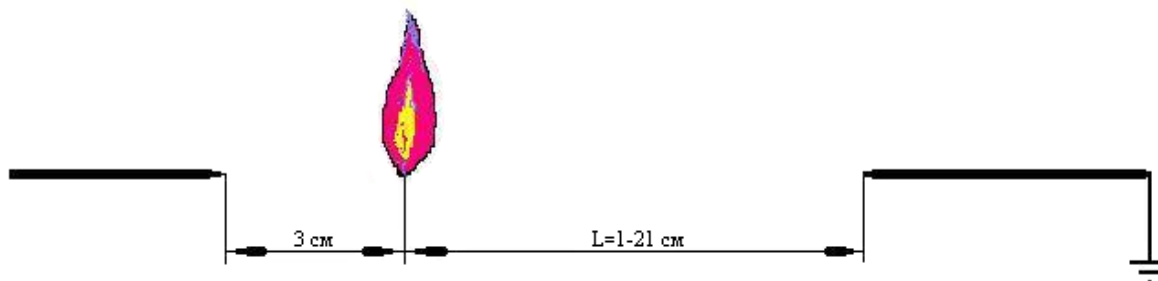


Рис. 2. Схема эксперимента

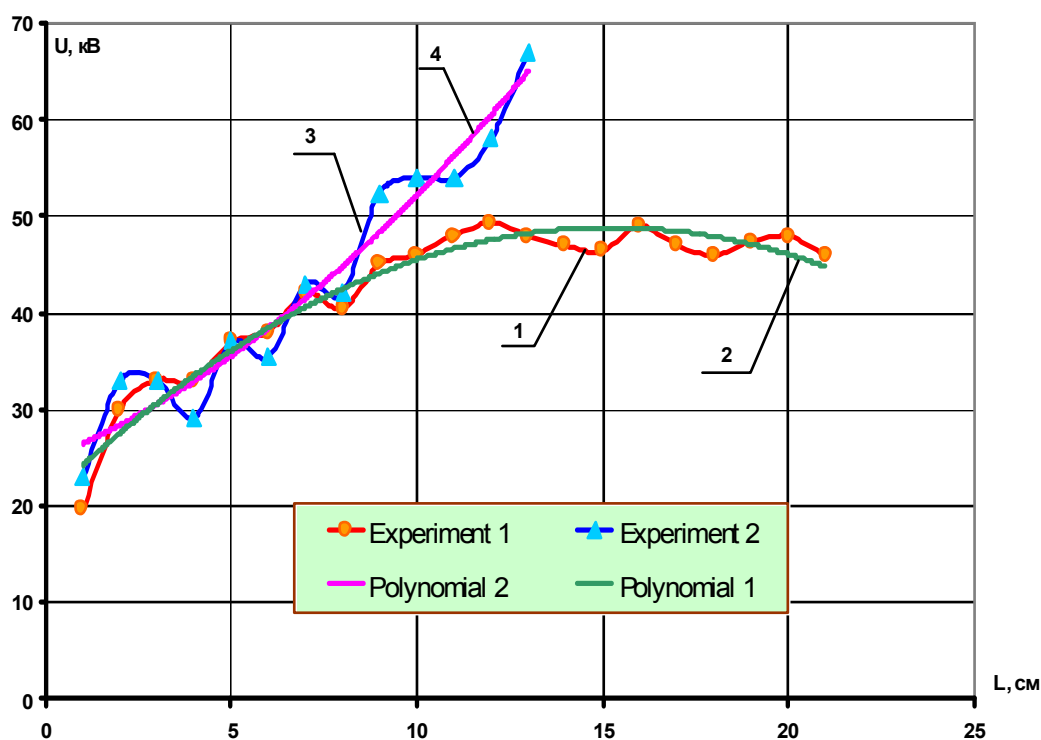


Рис. 3. Зависимость напряжения между электродами от расстояния между электродами и пламенем

Следующая серия экспериментов направлена на изучение возможности защиты изоляции от воспламенения на участке кабеля определенной длины. Поскольку, исходя из экспериментов, по определению эффективной формы электродов и величины прикладываемого к ним напряжения, можно сделать вывод, что наиболее эффективным будет использование иглообразных электродов, расположенных на расстоянии при котором не происходило бы соприкосновение пламени на поверхности изоляции с электродами и переменного напряжения. Величина напряжения должна быть максимальной, которую может позволить установка, но не превышать величину пробивного напряжения. И хотя воздух относится к диэлектрикам и после электрического пробоя мо-

жет быстро восстановить свои свойства, в результате пробоя сработает защита установки, и напряжение с электродов будет снято.

Для эксперимента использовался отрезок кабеля длиной 10 см в полихлорвиниловой изоляции, с поперечным сечением жилы 4 мм². Отрезок кабеля располагался горизонтально, его продольная ось при этом совпадала с осью электродов (рис. 4).

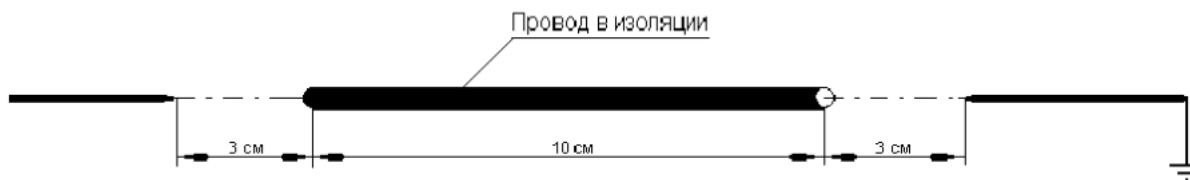


Рис. 4. Схема расположения кабеля по отношению к электродам

Как видно из графика (кривая 2 на рис. 3), для подавления возгорания необходимо, чтобы величина напряжения, приложенного к электродам, составляла 50 кВ. После того, как было включено электрическое поле, были предприняты попытки дистанционно поджечь изоляцию кабеля. Температура источника при этом составляла 800–1000 °С. Попытки поджечь изоляцию, находящуюся в электрическом поле, производились по всей длине проводника. При этом ни одна из попыток не привела к возгоранию изоляции.

Для защиты более длинного кабеля, чем тот который принимался в эксперименте, следует использовать электроды в виде пластин, расположенных параллельно продольной оси кабеля. На данном этапе разработки защита кабеля имеющую значительную протяженность (более 1 м) не представляется возможной. Однако разработанный способ можно использовать в местах ввода кабеля в аппаратуру. При этом будет задействована небольшая длина кабеля.

Помимо того, что способ подавления пламени на поверхности изоляции электрическим полем не требует применения расходных материалов и не агрессивен по отношению к защищаемому объекту, он еще является и экологически чистым. Так же применение такого способа позволит предупредить процесс возгорания в труднодоступных местах (например, внутри оболочек пусковых устройств).

Библиографический список:

1. Шевченко О.А. О пожарной опасности сетей напряжением 380 – 220кВ промышленных предприятий и жилых зданий. Збірник наукових праць ДонНТУ, серія: «Електротехніка і енергетика», випуск 28. – Донецьк: ДонНТУ. – С.182 – 185.
2. О надежности и пожарной безопасности сетей 6 – 10 кВ, снабжающих электроэнергией подземные потребители угольных шахт. Ковалев А.П., Нагорный М.К., Якимичина В.В., Чурсинова А.А. // Матеріали II науково-практичної конференції «Донбас – 2020: наука і техніка – виробництву». – Донецьк. – 2004. – С.346 – 352.
3. Затухание пламени в электрическом поле / Булгаков Ю.Ф., Дикенштейн И.Ф., Осадчий А.В. // Пути развития горноспасательного дела: Сб. тр. науч. – практ. конф. НИИГД. – Донецк. – 1997. – С. 90.
4. Экспериментальные исследования процесса затухания пламени в электрическом поле / Грядущий Б.А., Булгаков Ю.Ф., Осадчий А.В., Дикенштейн // Сб. тр. УкрНИИПБ: «Проблемы пожарной безопасности», Киев. – 1995. – С. 67 – 68.
5. Fire extinguishment of pool flames by means of a DC electric field. E.Sher, E.Jacobson, R.Baron, A.Pokravalo and G.Pinhasi. Spectrex Inc. New Jersey, USA. – 2003.
6. Дудышев В. Д. Новая технология тушения и предотвращения пожаров // ЭКП: Экология и промышленность России. – 2003. – N 12. – С. 30 – 32.

©Кавера А.Л., 2008

УДК 622.453:628.83

НАЗАРЕНКО В.И., ПОЧТАРЕНКО Н.С., ИВАНОВ А.Ю. (ДонНТУ)

АВТОМАТИЗАЦИЯ РАСЧЕТА ДЕПРЕССИИ ЕСТЕСТВЕННОЙ ТЯГИ В ШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ

Рассмотрено два способа учета естественной тяги в шахтной вентиляционной сети, применяемые в известной программной системе РЕВОД. В первом случае депрессия естественной тяги вычисляется для каждой ветви, используя для этого значения температуры и геодезической высоты, во втором случае применяется термодинамический метод расчета. Производится сравнение достоинств и недостатков каждого метода.

В программной системе РЕВОД [1] предусмотрено два способа учета естественной тяги: явный и неявный.

В первом случае в каждой ветви шахтной вентиляционной сети (ШВС) определяется депрессия естественной тяги

Для произвольной выработки мы имеем

$$h_e = g \rho_{cp} \Delta z,$$

где g – ускорение свободного падения, m/c^2 ; ρ_{cp} – средняя плотность воздуха в данной выработке, $кг/м^3$; $\Delta z = H_2 - H_1$ – разность высотных отметок в конечной и начальной точках ветви, м.

Для определения параметра ρ_{cp} используется уравнение газового состояния [2]

$$P_{cp} V_{cp} = R_2 T_{cp}, \quad (1)$$

где $P_{cp} = P_0 - \rho g (H_1 + H_2)$ – среднее давление в выработке, Па; P_0 – давление на нулевом геодезическом уровне, принятое равным 101700 Па; H_1, H_2 – геодезические высотные отметки в начальном и конечном узлах ветви, м; $V_{cp} = \frac{1}{\rho_{cp}}$ – средний удельный

объем воздуха, $м^3/кг$; R_2 – газовая постоянная, равная 287,1 Дж/(кг·К);

$T_{cp} = \frac{t_1 + t_2}{2} + 273$ – средняя абсолютная температура в ветви, градус К; t_1, t_2 – температуры в начальной и конечной точках ветви, °С.

Тогда, используя (1), для каждой ветви вычисляется

$$h_e = 0,1 g P_{cp} \frac{H_1 - H_2}{R_2 T_{cp}}, \text{ даПа}$$

В каждом контуре сети (узловые и контурные уравнения к этому моменту уже автоматически построены) алгебраически суммируются депрессии h_e ветвей, входящих в контур. Контурная депрессия естественной тяги в дальнейшем используется как источник тяги с постоянным напором.

Явный способ учета естественной тяги в значительной мере адекватен физическим процессам, имеющим место в ШВС. При этом обеспечивается моделирование как глобального, так и локального действия естественной тяги, в частности, опрокидывание воздушных потоков в некоторых ветвях или возникновение рециркуляции этих потоков. Однако на практике явному способу присущ серьезный недостаток: пользователь должен указать высотные отметки и температуры для всех ветвей сети, в том числе предусмотреть изменение сезонных значений температур.

В связи с вышесказанным при расчетах реальных больших сетей предпочитают более грубый способ, требующий однако значительно меньшее количество исходных параметров. В данном случае речь идет о термодинамическом методе расчета [3 - 5].

В отличие от явного способа учета естественной тяги здесь отдельно для каждого ВГП определяется некоторое интегральное (эквивалентное) значение депрессии естественной тяги. Это значение программой устанавливается перед ветвью, которая имитирует канал ВГП.

При использовании данного метода для каждого ВГП определяется маршрут от входного до выходного узлов поверхности, причем при разветвлении в каком-либо узле следующей ветвью маршрута назначается ветвь с наибольшим расходом воздуха.

В принципе при неявном способе определения естественной тяги используются те же параметры, что и при явном способе, а именно средняя температура в ветви и абсолютная высотная отметка. Однако количество этих параметров определяется лишь количеством ветвей, входящих в определенный маршрут, а это в 10 – 20 раз меньше, чем общее количество ветвей в сети. Не подлежит сомнению также то, что корректировать температуры при их сезонных изменениях в столь ограниченном количестве ветвей значительно легче, чем в целом в сети.

В каждом узле по выбранному маршруту определяется геодезическая высота H и температура t (последняя как температура в начальной точке ветви). Параметры t и H рассматриваются как абсцисса и ордината, после чего на такой плоскости отмечаются полученные точки и строится замкнутый многоугольник (рис.1). В дальнейшем вычисляются:

- площадь многоугольника S ;
- центр тяжести (t_c, H_c) однородной пластины, образованной рассматриваемым многоугольником;
- температура t_c в центре тяжести.

Тогда значение депрессии естественной тяги вычисляется по формуле [4]

$$h_e = \frac{S}{T_c} \rho_{cp}, \quad (2)$$

где $T_c = t_c + 273$ - абсолютная температура в центре тяжести однородной пластины;

ρ_{cp} - средняя плотность воздуха, принимаемая в диапазоне 1,2 .. 1,3 кг/м³.

Площадь многоугольника с вершинами в точках $(x_1, y_1), (x_2, y_2), \dots, (x_n, y_n)$ вычисляется по формуле

$$S = 0,5 \sum_{i=1}^n (x_{i+1} - x_i)(y_{i+1} + y_i),$$

где $x_{n+1} = x_1$; $y_{n+1} = y_1$.

Несколько сложнее обстоит дело с определением центра тяжести однородной пластины. С этой целью можно было бы вычисления производить по точным формулам

$$x_c = \frac{\iint x d\sigma}{\iint d\sigma} = \frac{\iint x dx dy}{S}; \quad y_c = \frac{\iint y d\sigma}{\iint d\sigma} = \frac{\iint y dx dy}{S}$$

Однако численное определение двойного интеграла, хотя и возможно, но сопряжено с рядом трудностей.

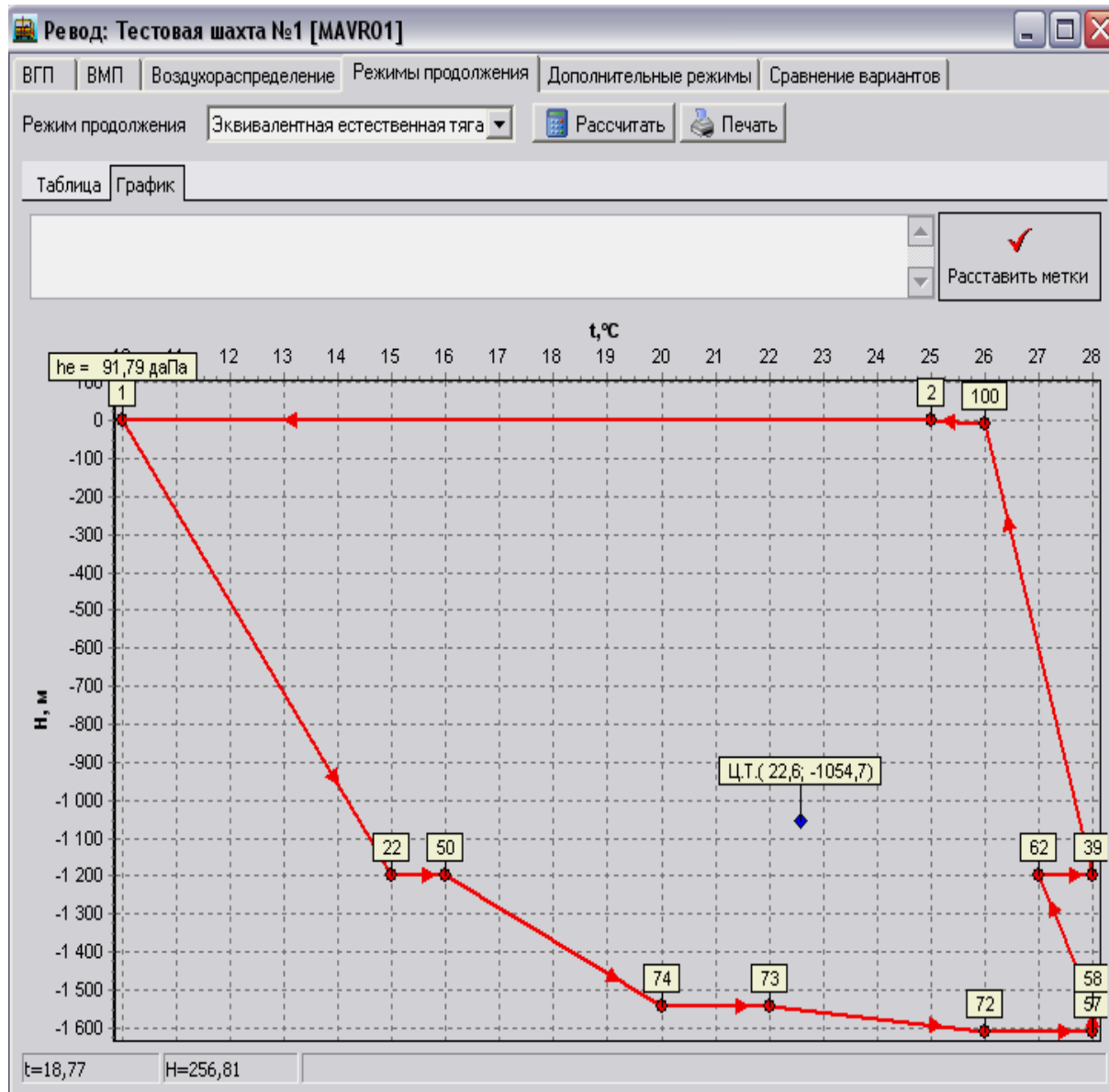


Рис.1. Многоугольник эквивалентной естественной тяги (пример 1)

Поскольку точность экспериментальных данных по шахтной вентиляционной сети сравнительно невысокая, то целесообразно точное вычисление центра тяжести однородной пластины заменить на приближенное, а именно

$$x_c = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}; \quad y_c = \frac{\sum_{i=1}^n y_i}{n}$$

Эти формулы фактически определяют не центр тяжести однородной пластины, а центр тяжести массива материальных точек с координатами (x_i, y_i) и единичной массой.

Предположим, что по нижней границе пластины мы добавили несколько точек. Это не изменяет положения центра тяжести однородной пластины, но смещает вниз положение центра тяжести массива материальных точек. Правда, при этом остается в основном прежним значение температуры T_c и депрессии h_e . Однако, если добавить точки на левой или на правой границе пластины, то при смещении центра тяжести массива точек влево или вправо изменяется также значение параметра T_c , что приведет в дальнейшем к получению неверных результатов.

Преимущество термодинамического способа: для расчета эквивалентной депрессии естественной тяги требуется информация о высотных отметках и температурах лишь для тех ветвей и узлов, которые входят в состав маршрута.

Недостаток: некорректное определение центра тяжести однородной пластины и произвольное задание средней плотности воздуха ρ_{cp} в целом по шахте.

Чтобы устранить грубые погрешности расчета, произведено объединение преимуществ метода определения естественной тяги по маршруту с термодинамическим способом. Здесь, как и было выше описано, строится маршрут от входного до выходного узлов поверхности, проходящий при этом через ветвь ВПП. Для каждой ветви маршрута по формулам, используемым при явном способе, вычисляется локальная депрессия естественной тяги h_e . Алгебраическая сумма значений h_e и составляет значение эквивалентной депрессии естественной тяги. Будем считать, что это модифицированный термодинамический метод.

Примечание. С экспериментальной целью на нескольких тестовых примерах было произведено сравнение результатов, получаемых по формуле (2), с модифицированным термодинамическим методом. В зависимости от принятого при этом значения ρ_{cp} расхождения между расчетами составляли от 4 до 12 %.

При активизации позиции «Эквивалентная естественная тяга» на экран выводится запрос о номере ветви объекта проветривания, а после ответа на запрос – многоугольник расчета эквивалентной естественной тяги (рис.1).

В строке заставки указанного многоугольника записано две позиции: «Таблица» и «График». Таблица – это координаты точек (температура и высотная отметка в узле), которые использованы для построения многоугольника при движении от входного узла поверхности до выходного с прохождением через заданный объект проветривания. В каждой строке таблицы указываются также номер ветви и плотность воздуха в данной ветви.

В нижней строке окна рассматриваемой таблицы указываются также значение эквивалентной естественной тяги h_e , координаты центра тяжести t_y и H_y многоугольника, его площадь S .

Наличие позиций «Таблица» и «График» позволяет осуществить произвольное количество раз переход от просмотра графика к просмотру таблицы и наоборот.

В строке заставки графика содержится клавиша «Печать» и полоса надписи, в которой можно указать наименование шахты, варианта и объекта проветривания.

На рис.2 с иллюстративной целью приведен многоугольник эквивалентной естественной тяги для маршрута, отличающегося от того, который изображен на рис.1.

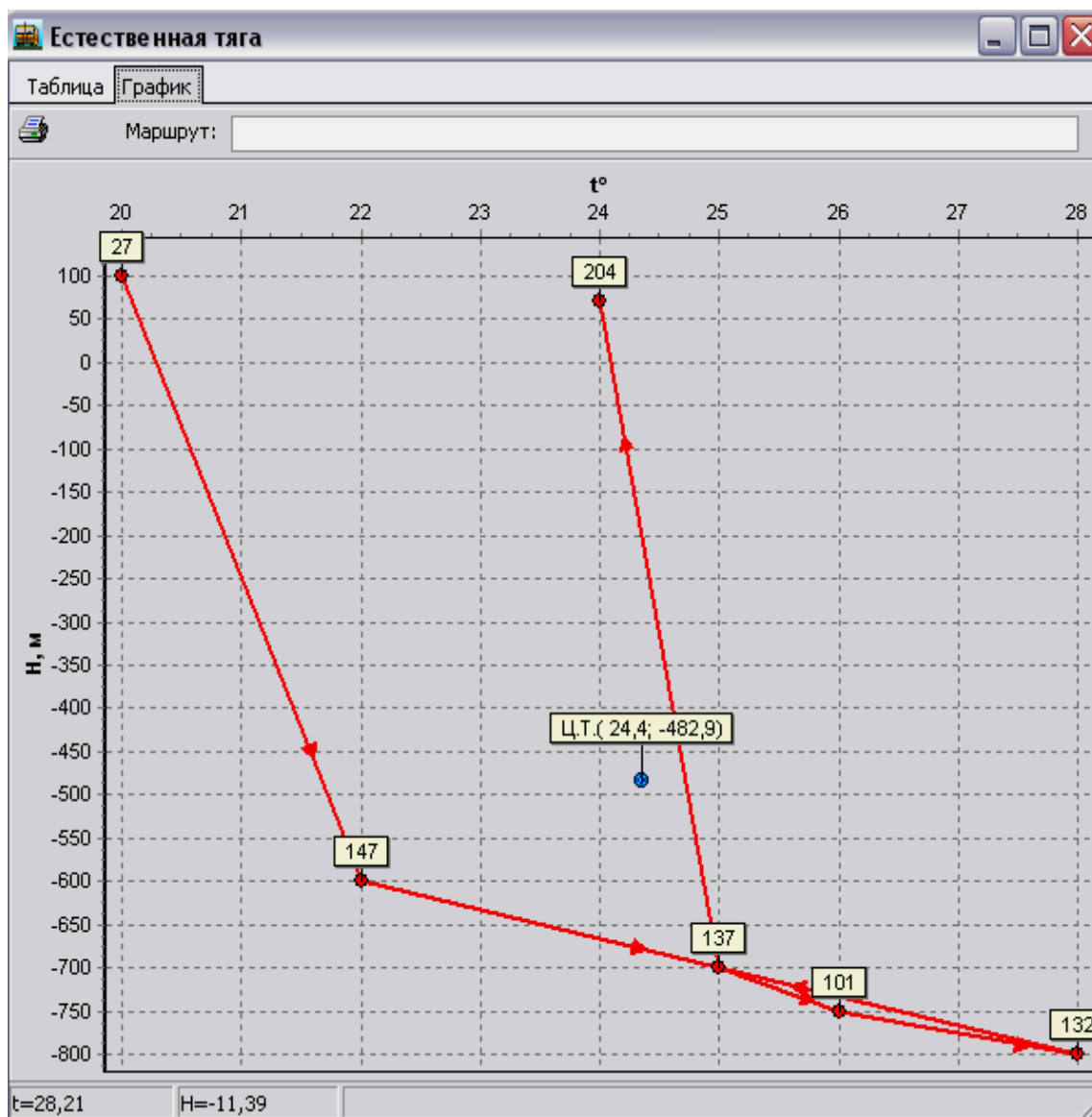


Рис.2. Многоугольник эквивалентной естественной тяги (пример 2)

Библиографический список:

1. Назаренко В.И., Почтаренко Н.С., Турута И.А. Программная система Ревод для расчета воздухо- и газораспределения в шахтной вентиляционной сети. – // Известия Донецкого горного института. – Донецк, 1999. - № 1. – С. 21 – 24.
2. Медведев Б.И., Павловский В.А. Расчет вентиляционных сетей шахт. – К.: Техніка, 1977. – 120 с.
3. Медведев Б.И. Тепловые расчеты вентиляции шахт при нормальных и аварийных режимах проветривания. – Киев-Донецк: Вища школа, 1978. – 154 с.
4. Медведев Б.И., Гущин А.М., Лобов В.Л. Естественная тяга глубоких шахт. – М.: Недра, 1987. – 77 с.
5. Ушаков К.З. и др. Аэрология горных предприятий. – М.: Недра, 1987. – 421 с.

©Назаренко В.И., Почтаренко Н.С., Иванов А.Ю., 2008

УДК 622.8+622.012.2+622.324.5+622.794.7

СТУКАЛЮ В.А. (ДонНТУ)

ПРОТИВОРЕЧИЯ И НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ В ТРЕБОВАНИЯХ ПРАВИЛ БЕЗОПАСНОСТИ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ К ПРОВЕТРИВАНИЮ, ТЕПЛОВЫМ УСЛОВИЯМ И ПЫЛЕГАЗОВОМУ РЕЖИМУ ШАХТ

В статье указывается на противоречивость и неопределенность ряда требований в Правилах безопасности в угольных шахтах по проветриванию горных выработок, пылегазовому и тепловому режимам шахт, устранение которых позволит улучшить этот нормативно-правовой акт и будет способствовать повышению безопасности труда в шахтах. Даны предложения по устранению недостатков.

Правила безопасности в угольных шахтах [1] являются нормативно-правовым актом по охране труда в угольных шахтах Украины и в них не должно быть противоречивых требований, неопределенности или неоднозначности толкований. Однако тщательное рассмотрение только одного раздела этого нормативного акта «Проветривание подземных выработок и пылегазовый режим» вызывает трудности в принятии единственно правильного решения по вопросам проветривания и пылегазового и теплового режимов шахт.

В самом названии нормативно-правового акта сказано, что он предназначен для угольных шахт, а не рудников. Поэтому вместо терминов «рудничный воздух», «рудничная атмосфера», должно быть записано «шахтный воздух», «шахтная атмосфера». Также недопустимо использовать термин струя (свежая струя, исходящая струя, вентиляционная струя). В этих случаях надо использовать термин «поток» (поток свежего воздуха, поток исходящего воздуха, вентиляционный поток) ибо в каждой шахтной выработке, воздухопроводе движется множество воздушных струй, образующих воздушный поток (поток воздуха).

В Правилах безопасности (п.п.3.1.4) указывается на необходимость применения системы технических и санитарно-гигиенических мер по предупреждению перегрева или переохлаждения организма горняков в шахтах, где параметры воздуха по температурному фактору отличаются от допустимых норм. Однако, несмотря на наличие в глубоких угольных шахтах Донбасса, температур воздуха, значительно превышающих допустимые нормы, и многочисленные смертельные случаи горняков от постоянного и длительного (в течении многих лет) пребывания в горных выработках в этих ненормальных температурных условиях, Правила безопасности не предусматривают запрета ведения горных работ горняками в таких условиях при отсутствии или неэффективности технических мер по предупреждению перегрева организма. До тех пор пока не будет запрета на ведение горных работ с присутствием горняков в условиях с температурами воздуха, превышающими допустимые нормы, нормализации тепловых условий в выработках глубоких угольных шахт трудно достигнуть.

Учитывая ограниченность материальных и финансовых средств для осуществления высокоэффективных способов и средств для нормализации тепловых условий в работе [2] предложена дифференциация шахт с повышенными температурами воздуха, которая позволяет выбрать наиболее трудные шахты по тепловому фактору. В основе дифференциации шахт по тепловым условиям является отношение среднегодовой температуры воздуха в каждой из действующих горных выработок с повышенной температурой воздуха и постоянным присутствием горняков к максимально допустимой Пра-

вилами безопасности температуре воздуха. По величине наибольшего соотношения этих показателей определяется группа трудности данной шахты по тепловому фактору. Кроме того, в данной работе предложены дополнительные показатели, которые в совокупности с основным, позволяют определить наиболее трудные по тепловому фактору глубокие угольные шахты в стране и целенаправленно использовать средства на нормализацию тепловых условий.

Правилами безопасности (п.п.3.1.12) предусматривается проветривание электромашинных камер в газовых или опасных по пыли шахтах свежей струей воздуха, а камеры глубиной до 6м допускается проветривать за счет диффузии. Однако при этом не указывается, какое обособленное или последовательное должно быть проветривание электромашинных камер. Особенно это важно для крупных электромашинных камер (подъемных установок, насосные, вакуум-насосные, камеры газоотсасывающих установок) тем более, что в государственном нормативном акте «Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт» [3] предусматривается обособленное проветривание этих электромашинных камер, как значительных источников нагрева воздуха и имеющих важное значение в аварийных условиях. проветривание камер глубиной до 6м за счет диффузии при регламентируемой ширине входа в 1,5м и не установленной ширине камеры недостаточно ввиду возможного образования застойных (непроветриваемых) зон тем более, что такие камеры разрешено устраивать в выработках с исходящей струей, содержащей в воздухе 0,5% метана. Это разрешение противоречит требованию стандарта «Дегазация угольных шахт. Требования к способам и схемам дегазации» [4], где указывается, что камеры для буровых установок должны быть без дверей, иметь ширину входа в камеру, равную ширине камеры и проветриваться за счет общешахтной депрессии с помощью перегородки или вентиляторами местного проветривания. Эти камеры запрещено проветривать за счет диффузии [4].

Правилами безопасности газовые шахты по виду выделения метана и относительной метанообильности подразделены на пять категорий. Однако такое деление действующих шахт по выделению метана на категории не является совершенным и нуждается в изменении [5]. Спорным является отнесение к сверхкатегорийным по выделению метана шахт, опасных по суфлярным выделениям. Эти шахты более опасны, чем шахты с относительной метанообильностью $15\text{м}^3/\text{т}$ и более, отнесенные к сверхкатегорийным. Суфлярные выделения трудно предсказать по времени их возникновения, продолжительности действия и дебиту выделяющегося метана. При этом четкого определения, какие шахты следует считать опасными по суфлярным выделениям. В «Инструкции по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану» [6] имеется только определение, что считать суфлярным выделением и какие угольные пласты следует относить к опасным по суфлярным выделениям. В связи с этим необходимо дать четкое определение об отнесении газовых шахт к опасным по суфлярным выделениям.

В газовых шахтах имеют место также внезапные прорывы метана из почвы горных выработок, которые, занимая промежуточное положение между суфлярными и внезапными выделениями метана, также весьма опасны своей неожиданностью большими выделениями метана в выработки и способностью загазирования выработок шахты. При этом эти шахты не отнесены к какой-либо категории по метановыделению, хотя они более опасны, чем сверхкатегорийные. В Правилах безопасности к таким шахтам предъявляются более жесткие требования, чем к сверхкатегорийным. В частности о каждом случае суфлярного выделения и внезапного прорыва метана из почвы выработок, главный инженер шахты должен сообщать территориальному органу Госнадзорхрантруда Украины, требуется регистрация их возникновения и параметров в специальной книге на участке ВТБ и на планах горных работ, а также прогноз прорывов ме-

тана и разработка мероприятий по их предупреждению. Не допускается выпуск исходящей струи из выработок нового горизонта, проходимых на пластах, опасных по суфлярным выделениям метана, в свежую струю действующего горизонта. В связи с этими особенностями шахты, опасные по суфлярным выделениям и внезапным прорывом метана из почвы выработок, следует выделить в отдельную, более опасную, чем сверхкатегорийные, категорию по метану.

Правилами безопасности (п.п.3.5.6) на пластах, не опасных по внезапным выбросам угля и газа и нисходящем движении исходящей из очистных выработок вентиляционной струи по выработкам с углом наклона более чем 10^0 не допускается размещение в них электрического оборудования и кабелей. В тоже время, при отработке аналогичных пластов лавами по падению (восстанию), размещение электрооборудования и кабелей в примыкающих к очистным забоям выработках с нисходящим движением исходящей вентиляционной струи воздуха допускается. Нам кажется требования Правил безопасности в этих двух случаях должны быть одинаковыми и более приемлемым с точки зрения безопасности является недопущение расположения в этих выработках с исходящей вентиляционной струей электрооборудования и кабелей.

Правилами безопасности (п.п.3.5.7.) требуется, чтобы проветривание тупиковых выработок шахт, опасных по газу, кроме тупиковых выработок, примыкающих к очистным забоям, должно быть организовано таким образом, чтобы исходящие из них струи воздуха не поступали в очистные и тупиковые выработки. Это требование повышает безопасность условий труда, но далее здесь же указывается, что допускается последовательное проветривание не более двух тупиковых выработок, проводимых по угольным пластам, что противоречит изложенному выше требованию. При этом не указывается для каких категорий шахт по метану разрешается последовательное проветривание.

В п.п.3.6.3. Правил безопасности требуется, чтобы вновь создаваемые горные машины для отбойки и транспортировки горной массы обеспечивали минимальное пылеобразование и пылеподавление, соответствующее санитарным нормам и это правильно. Однако в п.п.3.6.10. допускается работа выемочных машин, проходческих комбайнов и струговых установок, если концентрация пыли в воздухе не превышает технически достижимый уровень. Технически достижимый уровень запыленности воздуха при работе этих машин устанавливается комиссией, назначаемой техническим руководителем шахты с участием технического инспектора труда профсоюза [6]. Технически достижимый уровень запыленности воздуха, практически, всегда во много раз превышает санитарную норму запыленности воздуха и при его получении не всегда учитываются все возможные способы и средства борьбы с пылью. Это дает возможность работы добычных и проходческих машин с нахождением горняков в воздушном потоке с запыленностью воздуха во много раз превышающей санитарные нормы запыленности.

В Правилах безопасности следовало бы дифференцировать шахты, опасные по взрывам угольной пыли, по степени возможности возникновения взрывов угольной пыли. Такая дифференциация предложена в работах [7,8] и основана на величине соотношения среднегодовой запыленности воздуха на каждом объекте шахты к нижнему пределу взрываемости взвешенной угольной пыли для данного разрабатываемого пласта. Из всех соотношений к учету принимается наибольшее, и чем оно ближе к единице, тем более опасна шахта по возможности участия во взрыве взвешенной в воздухе угольной пыли. В этих же работах предложен метод оценки шахт по степени опасности участия во взрывах метановоздушных смесей отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли. В основу его положено наибольшее отношение среднегодового пылеотложения в выработках шахты к нижнему пределу взрываемости отложившейся угольной пыли. При величине этого отношения больше (равно) единице отложившаяся

на стенках выработок угольная пыль может принять участие во взрыве метановоздушной смеси на данной шахте и, следовательно, необходимо применить более эффективные меры для снижения интенсивности отложения угольной пыли в горных выработках.

Учитывая, что побелка некоторых горных выработок угольных шахт, как средство пылевзрывозащиты, производится водноизвестковым раствором её необходимо относить к гидропылевзрывозащите и не относить к сланцевой пылевзрывозащите, основанной на применении инертной пыли (п.п.3.6.13. Правил безопасности).

Параметры способов и средств пылевзрывозащиты горных выработок [6] устанавливаются в соответствии с нижним пределом взрываемости отложившейся угольной пыли $\delta_{отл}$ (г/м³). При этом корректировку величины $\delta_{отл}$ для угольных пластов с выходом летучих веществ 15% и более допускается производить начальнику участка ВТБ шахты с использованием номограммы [6]. Однако масштаб и логарифмическая шкала, использованные для построения номограммы, не позволяют с достаточной точностью определять величину $\delta_{отл}$. В то же время зависимости, по которым якобы построена эта номограмма, ей не соответствует. В работе [9] нами проанализированы имеющиеся зависимости для расчета величины $\delta_{отл}$ и ни одна из них не согласуется с номограммой для определения этой величины. Расхождения находятся в пределах от -57% до -58%. Нами в работе [9] получена зависимость для расчета величины нижнего предела взрываемости отложившейся на стенках выработок угольной пыли $\delta_{отл}$, хорошо согласующаяся с номограммой в руководящем нормативном документе [6]. Расхождение находится в пределах от -1,1% до + 1,7%.

В п.п.3.6.15 Правил безопасности указывается, что требование о защите крыльев шахтного поля на каждом пласте и конвейерных выработок не распространяется на шахты, разрабатывающие пласты угля с выходом летучих веществ менее 15%. Это добавление к п.п.3.6.15, в начале которого требуется защита крыльев шахтного поля в каждом пласте и конвейерных выработок сланцевыми или водяными заслонами, противоречит указанию п.п.3.6.11 Правил безопасности о том, что к опасным по взрывам пыли относятся пласты угля с выходом летучих веществ 15% и более, а также менее 15%, взрывчатость пыли которых установлена лабораторными испытаниями.

В «Инструкции по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли» [6] рекомендуется применять среди других мероприятий для предупреждения взрывов пыли осланцевания у мест наиболее интенсивного пылеотложения (погрузочные пункты, опрокидыватели, участки подготовительных выработок на протяжении 50м от их забоев, конвейерные выработки), хотя доказана взрывом пыли на шахте 1-1 « $\delta_{ис}$ » его неэффективность. При интенсивном пылеобразовании на этих участках выработок угольная пыль быстро покрывает осланцованную поверхность и при взрывных работах или взрывах метановоздушной смеси инертная и угольная пыль переходят во взвешенное состояние. Учитывая более высокую плотность, инертная пыль гораздо быстрее оседает на почву выработки, а угольная продолжает находиться в состоянии аэрозоля. Если при этом её концентрация является взрывчатой, то угольная пыль может взорваться (при наличии источника тепла) самостоятельно или усилить взрыв метановоздушной смеси. В связи с этим применение осланцевания поверхности выработок у мест интенсивного пылеобразования, рекомендуемое нормативным документом [6], на наш взгляд недопустимо.

Среди требований, предъявляемых к качеству инертной пыли нормативными документами [6], отсутствует требование о её влагозащитном покрытии, без которого она, быстро поглощая влагу из воздуха, становится неспособной быстро переходить во взвешенное состояние с осланцованной поверхности выработок, образовывать плотное пылевое облако по длине выработки и теряет свои защитные свойства.

В п.п.3.11. «Инструкции по предупреждению и локализации взрывов угольной пыли» [6] лишней является рекомендация о заливке сосудов водяного заслона водным раствором хлористого кальция при отрицательных температурах воздуха в месте установки заслона, так как в угольных шахтах Украины не бывает отрицательных температур воздуха в горных выработках.

В Правилах безопасности [1] нет четкого указания о контроле диоксида углерода в горных выработках вентиляционным надзором, хотя в Украине имеются шахты, опасные по выделению диоксида углерода. Отсутствует дифференциация угольных шахт по выделению диоксида углерода, как это установлено для рудников.

Хотя в Правилах безопасности имеется четкое требование об обособленном проветривании очистных выработок вместе с прилегающими к ним тупиковыми выработками (п.п.3.1.11), в «Инструкции по составлению вентиляционных планов» [6] требуется указывать в пояснительной записке плана число очистных выработок, проветриваемых последовательно. В условных обозначениях к этой инструкции и «Инструкции по контролю состава рудничного воздуха, определению газообильности и установлению категорий шахт по метану» [6] условные обозначения пунктов замера (станций замера) не одинаковы, на установленном обозначении кроссинга отсутствуют стрелки, указывающие направление движения воздуха.

В п.п. 3.5.10 в газовых шахтах допускается присутствие горняков, если остановка вентилятора или нарушение проветривания продолжается до 30 минут (аналогично требованию для негазовых шахт, п.п. 3.1.2). Это разрешение представляет угрозу для горняков, так как за 30 минут горные выработки могут быть загазированы взрывчатой метановоздушной смесью и при наличии источника высокой температуры может произойти взрыв смеси, травмирование и гибель горняков. Данное разрешение необходимо ограничить 5 минутами, в течение которых можно убедиться о прекращении проветривания, снять напряжение с электрооборудования и кабелей и покинуть рабочие места, а за остальные 25 минут выйти из шахты или в выработки околоствольного двора.

В разделе «Производственная санитария и экология» Правил безопасности [1] требуется оценка и контроль радиационной обстановки на каждой действующей, строящейся и ликвидируемой шахте, однако не указываются ответственные лица за контроль, допустимая концентрация радона, допустимые дозы облучения и документа, в котором должны учитываться фактические концентрации радона в воздухе горных выработок и полученные дозы облучения горняками.

Библиографический список:

1. **Нормативно-правовой** акт охорони парці НПАОП 10.0-1.01-05 Правила безпеки у вугільних шахтах. –К.: 2005,-398с.
2. **Стукало В.А.** Характеристика действующих глубоких угольных шахт по тепловому фактору // Геотехнологии и управление производством XXI века. Сборник научных трудов 2 международной научно-практической конференции в г.Донецке. -Донецк: ДонНТУ, 2007.-с.112-114.
3. **Государственный** нормативный акт об охране труда. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. –К.: 1994. -311с.
4. **Стандарт** Мінпаливенерго України. Дегазація вугільних шахт. Вимоги до способів та схеми дегазації. –К.: 2005.-161с.
5. **Стукало В.А.** Совершенствование метода оценки опасности угольных шахт по выделению метана. // Известия Донецкого горного института. 1997, №2(6). –с.64-67.
6. **Керівний** нормативний документ. Збірник інструкцій до Правил безпеки у вугільних шахтах. К.: 2003, Т1-479с.
7. **Стукало В.А.** Характеристика угольных шахт по опасности взрыва угольной пыли // Пути повышения безопасности горных работ в угольной отрасли. Тезисы докладов научно-практической конференции. МакНИИ, 2004.с.52-55.

8. Стукало В.А. Оценка шахт по опасности участия во взрывах взвешенной в воздухе и отложившейся на поверхности выработок угольной пыли // Вісті Донецького гірничого інституту. 2004, №2. –с.74-77.

9. Стукало В.А. К определению величины нижнего предела взрывчатости отложившейся на стенках горных выработок угольной пыли.// Вісті Донецького гірничого інституту. 2007, №1.- с.69-75

©Стукало В.А., 2008

УДК 622.831:537.86

ВАСИЛЬКОВСКИЙ В.А. (ИФГП НАН Украины)

МЕТОД ОПРЕДЕЛЕНИЯ ФИЛЬТРАЦИОННОЙ И ДИФфуЗИОННОЙ СОСТАВЛЯЮЩИХ ХАРАКТЕРНОГО ВРЕМЕНИ ДЕСОРБЦИИ МЕТАНА ИЗ КАМЕННОГО УГЛЯ

Предложен метод оценки фильтрационной и диффузионной составляющих характерного времени десорбции метана из каменного угля. Метод основан на разработанной ранее модели десорбции, представляющей собой суперпозицию диффузионного и фильтрационного процессов.

Принято считать, что интенсивность газового потока, выделяемого при добыче и хранении угля, зависит от давления газа в угле, его проницаемости, трещиноватости, т.е. фильтрационными характеристиками угля. При этом игнорируется другой механизм выделения газа – твердотельная диффузия из микроблоков, полагая этот процесс медленным, не способным обеспечить интенсивный поток газа, а результат его действия долговременным. Наши исследования [1] свидетельствуют об обратном: при малых размерах гранул угля время десорбции метана определяется, в основном, диффузионными характеристиками сорбента. Кроме этого, характерное время диффузии τ^d может служить, своего рода, индикатором вида напряженного состояния горного массива, поскольку это время прямо зависит от вида деформаций, которым подвергнут массив. Так, в работе [2], где изучалась десорбция метана из углей подверженных действию объемных неравнокомпонентных напряжений, показано, что некоторый вид напряжений (сжатие или растяжение со сдвигом) приводит к изменению не только фильтрационных, но и диффузионных параметров десорбции. Учитывая практическое значение обнаруженной корреляции, становится понятной важность разработки рекомендаций по оценке диффузионных параметров каменных углей. Ниже предлагается физическое обоснование метода, и сам метод определения фильтрационной и диффузионной составляющих характерного времени десорбции метана из каменного угля.

В публикациях [1,3] показано, что аномальная зависимость времени десорбции от размера гранул угля связана с гибридным механизмом выхода газа, представляющим собой определенный вид суперпозиции диффузии и фильтрации. Газ путем диффузии из закрытых пор в микроблоках, размер которых – $r_{мб}$ – много меньше размера гранул угля, поступает в открытые поры и трещины, в которых он, двигаясь далее к поверхности угля, испытывает эффект фильтрации. Последний приводит к зависимости плотности потока газа и времени его истечения от средней длины R , т.е. радиуса гранул угля, и других характеристик фильтрационных каналов. Характерное время фильтрации τ^f

определяется вязкостью η газа, открытой пористостью γ и проницаемостью κ угля, а также зависит от перепада давления газа $\Delta P_f(t)$ в фильтрационном канале [3,4]:

$$\tau^f(t) = N^f(t) / [\partial N^f(t) / \partial t] = R^2 / D_f(t) = R^2 \eta \gamma / (\pi^2 \kappa \Delta P_f(t)) \cdot e^{-\frac{t}{\tau^f(t)}}. \quad (1)$$

В этом выражении $N^f(t)$ – количество газа в фильтрационном канале, а $\partial N^f(t) / \partial t$ – поток газа в этом канале.

При десорбции с изменением величины ΔP_f происходит изменение значения τ^f . Характерное время диффузии газа из микроблоков определяется как $\tau^d(t) = N^d(t) / [\partial N^d(t) / \partial t] = r_{\text{мб}}^2 / D_d$, где $N^d(t)$ – количество газа, связанного с градиентом концентрации метана в микроблоках, а $[\partial N^d(t) / \partial t]$ – диффузионный поток газа. Величина $\tau^d(t)$ в общем случае, также есть функция времени t . Это связано с дисперсией размера микроблоков в угле и коэффициента диффузии D_d по грануле угля. Уменьшение перепада давления газа в фильтрационных порах при десорбции сопровождается уменьшением параметра фильтрации $D_f(t)$, ослаблением интенсивности газового потока в фильтрационных каналах, в результате чего возникают условия для баланса потоков диффузии и фильтрации. Этот баланс выдерживается до окончания десорбции.

Таким образом, весь процесс десорбции условно разделяется на две фазы: первую – фазу процессов, предшествующих установлению баланса потоков, и вторую – фазу, когда источником выделяемого углем газа есть только его диффузия из закрытых пор в открытые поры.

В работе [3] показано, что при балансе диффузионного и фильтрационного потоков характерное время эмиссии (десорбции) метана из каменного угля описывается выражением

$$\tau^{\text{dec}}(t) = \tau^f(t)(1 + U) + \tau^d, \quad (2)$$

где коэффициент U характеризует соотношение количества газа в микроблоках и в открытых порах угля. Значение τ^{dec} в завершающей фазе десорбции определяется либо графическим путем (как отношение количества метана $N(t)$ в угле в данный момент времени к потоку газа из угля: $\tau^{\text{dec}}(t) = N(t) / (\partial N(t) / \partial t)$), либо, привлекая компьютерную программу EasyPlot (Ерw32), путем оптимизации параметров интерполяционной функции, описывающей ход десорбции.

В рассматриваемой модели десорбции микроблоки представляют собой области угольного образца не имеющие открытых пор и трещин. Размер этих областей предполагается малым по сравнению с размером гранулы угля. Если для описания хода десорбции, используется интерполяционная функция в виде одной экспоненты, то в таком приближении время диффузии τ^d не зависит от времени. Кроме этого, по определению, τ^d не зависит и от размера гранулы. Время фильтрации $\tau^f(t)$, как следует из (1), наоборот, зависит от этого размера и неявным образом, через $\Delta P_f(t)$, является функцией времени t .

Из выражения (2) следует также, что, определив τ^{dec} для гранул большого R и малого r размера, можно найти величины, составляющих выражения (2). Для этого необходимы сведения о соотношении характерных времен фильтрации газа в гранулах R и r : $\tau_R^f(t) / \tau_r^f(t)$. Воспользуемся формулой (1), согласно которой

$$\tau_R^f(t) / \tau_r^f(t) = (R/r)^2 \cdot [\Delta P_f^r(t) \cdot e^{-\frac{t}{\tau_r^f(t)}} / \Delta P_f^R(t) \cdot e^{-\frac{t}{\tau_R^f(t)}}]. \quad (3)$$

Здесь перепад давления газа $\Delta P_f(t)$ в фильтрационных каналах является сложной функцией времени, которая неодинакова в гранулах размером r и R . В углях из-за их неоднородной плотности и пористости определить истинные значения $\Delta P_f^r(t)$ и $\Delta P_f^R(t)$ в каждый момент времени не представляется возможным.

Ниже предлагается сравнительно простой способ оценки величины множителя в квадратных скобках. Для этого следует сравнить потоки газа при его десорбции из двух равных по массе образцов угля, один из которых составлен из мелких, а второй из более крупных гранул. Действительно, фильтрационный поток газа из гранулы угля, согласно работе [3], определяется выражением:

$$\frac{\partial N^f(t)}{\partial t} = \frac{4\pi^3 A \cdot \kappa \cdot R}{\eta \beta m_0} \cdot \Delta P_f^2(t) \cdot e^{-\frac{t}{\tau^f(t)}},$$

где m_0 – масса молекулы метана, $\tau^f(t)$ – характерное время фильтрации, а β – коэффициент пропорциональности между давлением газа и его плотностью. В соответствии с последним выражением отношение потока газа из пористой гранулы радиусом R к потоку газа из гранулы радиусом r описывается формулой:

$$\frac{\partial N_R^f(t) / \partial t}{\partial N_r^f(t) / \partial t} = \left(\frac{R}{r} \right) \cdot \frac{\Delta(P_f^R(t))^2}{\Delta(P_f^r(t))^2} \cdot \left(\frac{e^{-\frac{t}{\tau_R^f(t)}}}{e^{-\frac{t}{\tau_r^f(t)}}} \right).$$

В случае, когда два образца угля в виде мелких (r) и крупных (R) гранул имеют одинаковую массу, соотношение количества этих гранул равно $(R/r)^3$. Учитывая это обстоятельство, отношение результирующих газовых потоков из указанных образцов будет равно

$$\frac{I_R(t)}{I_r(t)} = \frac{\sum_R \partial N_R^f(t) / \partial t}{\sum_r \partial N_r^f(t) / \partial t} = \left(\frac{r}{R} \right)^3 \cdot \frac{\partial N_R^f(t) / \partial t}{\partial N_r^f(t) / \partial t} = \left(\frac{r}{R} \right)^2 \cdot \frac{\Delta(P_f^R(t))^2}{\Delta(P_f^r(t))^2} \cdot \left(\frac{e^{-\frac{t}{\tau_R^f(t)}}}{e^{-\frac{t}{\tau_r^f(t)}}} \right).$$

Здесь символами $I_r(t)$ и $I_R(t)$ обозначены результирующие потоки газа из одинаковых по массе навесок угля в гранулах размером r и R . Используя последнюю формулу, можно преобразовать выражение (3) к более удобному виду:

$$\tau_R^f(t) / \tau_r^f(t) = \frac{R}{r} \cdot \sqrt{\frac{I_r(t) \cdot e^{-\frac{t}{\tau_r^f(t)}}}{I_R(t) \cdot e^{-\frac{t}{\tau_R^f(t)}}}}. \quad (4)$$

Численные значения газовых потоков $I_r(t)$ и $I_R(t)$ в (4) легко определить, используя экспериментальные данные о ходе десорбции метана из угля. Однако, из выражения (4) видно, что соотношение $\tau_R^f(t) / \tau_r^f(t)$ характерных времен фильтрации для гранул R и r зависит от времени также через экспоненциальные множители, величину которых в общем случае определить невозможно. Указанная неопределенность может быть устранена путем искусственного смещения начального момента регистрации десорбции, что позволяет выполнять расчеты, считая $t=0$. В этом случае экспоненты в (4) отсутствуют, и вычисления упрощаются. Рассмотрим конкретный пример десорбции

газа в накопительный сосуд (НС) известного объема, когда регистрируется временной ход изменения давления газа P^{HC} в сосуде.

На рис.1 показаны типичные кривые десорбции метана из угля в гранулах большого - R и малого - r размера. В данном случае они получены для образцов угля равной массы после их предварительного насыщения в камере с одинаковым давлением метана. Видно, что количество газа, выделившееся из мелких гранул угля, оказывается несколько меньшим, чем из гранул более крупных. Это связано с тем, что регистрации десорбции всегда предшествует сброс давления газа из свободного объема камеры насыщения. Параллельно с этим процессом, занимающим несколько десятков секунд, происходит также выход метана из угля. Так как скорость истечения газа из мелких гранул выше, то к началу регистрации десорбции в них остается меньше метана, чем в более крупных гранулах.

Сравнение характерных времен τ^{dec} и потоков $I(t)$ необходимо проводить при условии, что содержание метана Q в обоих образцах угля одинаково. На рис.1 показаны точки (+) на кривых десорбции, в которых содержание метана в различных фракциях угля одинаково. Видно, что, если удалить начальный отрезок кривой десорбции для крупных гранул, мы получаем возможность сравнивать параметры кинетики десорбции для двух фракций угля, зная наперед, что в начальный момент времени они содержали равное количество метана.

На рис.2 показан ход десорбции из двух образцов угля при условии равного содержания метана в точке с координатами (0,0). Так как поток газа из угля пропорционален скорости изменения давления в накопительном сосуде, то справедливо равенство: $I_r(t)/I_R(t) = [\partial P^{HC}_r(t)/\partial t]/[\partial P^{HC}_R(t)/\partial t]$. Последним шагом в решении задачи должно быть определение величины потока газа в точке $t=0$ для каждой кривой. Это можно сделать графическим путем, либо с помощью компьютера в программе EasyPlot (Erw32), найдя производную по времени для интерполяционной функции, описывающей ход десорбции. Результат последней операции представлен на рис.3.

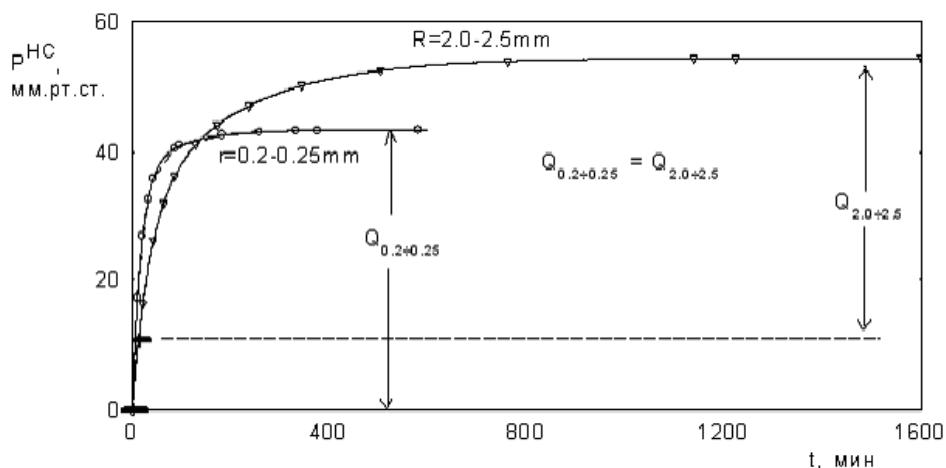


Рис.1. Изменение давления в накопительном сосуде при десорбции метана из угля в виде гранул размером $0.2\div 0.25$ и $2.0\div 2.5$ мм. Символами (o) и (Δ) обозначены экспериментальные точки, а сплошными линиями, соответствующие интерполяционные функции

$$P^{HC} = 15.14(1 - \exp(-t/5.56)) + 28.16(1 - \exp(-t/79.32)) \text{ и}$$

$$P^{HC} = 30.5(1 - \exp(-t/35.0)) + 23.9(1 - \exp(-t/201.0)).$$

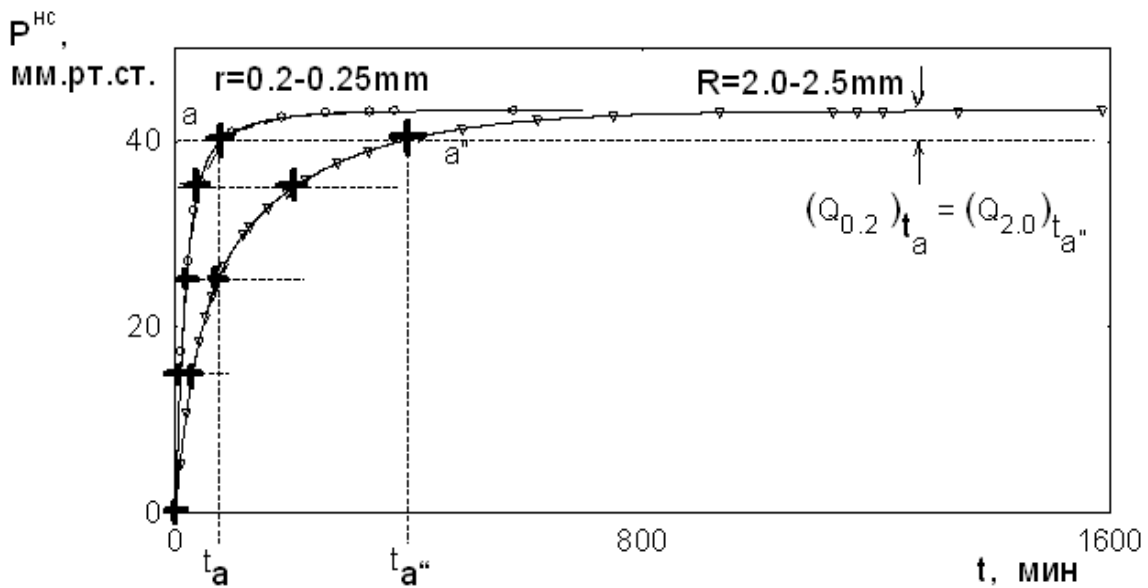


Рис.2. Изменение давления в накопительном сосуде после приведения кривых десорбции к одинаковому начальному содержанию метана в угле.

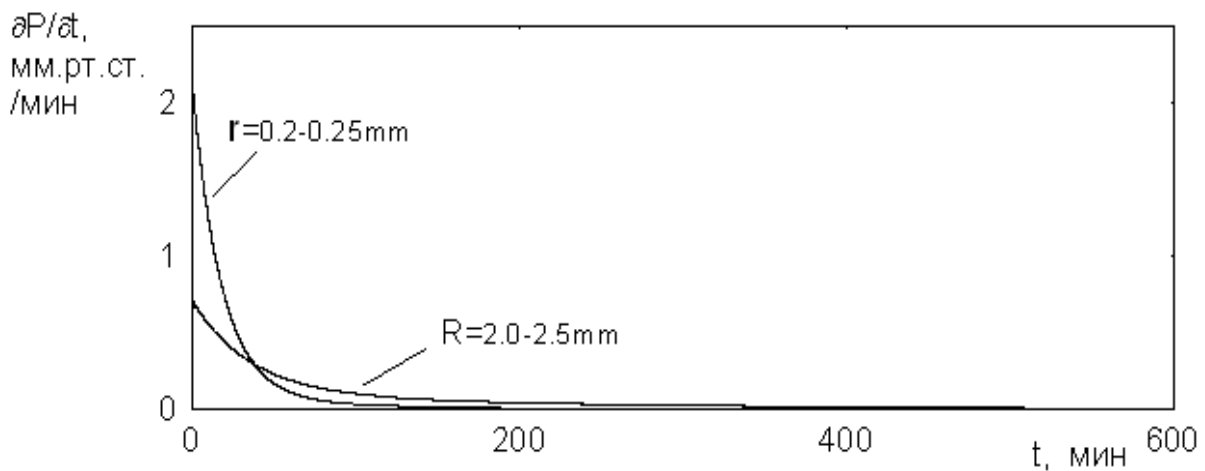


Рис.3. Скорость изменения давления в накопительном сосуде при десорбции метана из угля в гранулах 0.2÷0.25 и 2.0÷2.5 мм.

При условии одинакового содержания метана в равных по массе двух фракциях угля решение уравнения (3) дает для составляющих выражения (2) следующие формулы:

$$\tau_r^f(t) \cdot [1+U] = \frac{\tau_R^{dec}(t) - \tau_r^{dec}(t)}{W-1};$$

$$\tau_R^f(t) \cdot [1+U] = \frac{W(\tau_R^{dec}(t) - \tau_r^{dec}(t))}{W-1};$$

$$\tau^d(t) = \frac{W\tau_r^{dec}(t) - \tau_R^{dec}(t)}{W-1},$$

где

$$W = \frac{R}{r} \cdot \sqrt{\frac{\partial P_r^{HC}(t)/\partial t}{\partial P_R^{HC}(t)/\partial t}}.$$

Полученные таким путем численные оценки параметров соответствуют их значениям в точках (+) на кривых десорбции. Как видно из рис.2, подобные расчеты можно выполнить на любой стадии десорбции. В качестве иллюстрации на рис.4 приведены результаты расчета характерного времени диффузии τ^d при различном содержании метана в угле. Для расчетов использовалось приближение, в котором ход изменения давления в накопительном сосуде при десорбции метана из угля описывается интерполяционной функцией вида:

$$P^{HC}(t) = P_1^{HC}(1 - \exp(-t/\tau_1^{dec})) + P_2^{HC}(1 - \exp(-t/\tau_2^{dec})) \quad (5)$$

Опыт показывает [2], что приближение суммы двух экспоненциальных функций удовлетворительно описывает ход десорбции газа. Параметры τ_1^{dec} и τ_2^{dec} имеют размерность времени и различаются по величине почти на порядок. Поэтому указанное приближение можно представить как суперпозицию «быстрого» и «медленного» процессов выхода метана из угля, а параметры P_1^{HC} и P_2^{HC} отражают максимальное давление газа в накопительном сосуде, которое обеспечивает каждый из этих процессов.

Значения τ^d , отмеченные символом (o), получены на основе данных о ходе десорбции из угля в гранулах 0.2÷0.25 мм и 2.0÷2.5 мм, символом (x) – в гранулах 2.0÷2.5 и 9.0÷10.0 мм, а символом (Δ) – в гранулах 0.2÷0,25 мм и 9.0÷10.0 мм. Видно, что на начальном и среднем участке десорбции значения τ^d , рассчитанные для этих пар образцов, различаются. Анализ показывает, что это обусловлено выбором вида интерполяционной функции, которая не достаточно точно описывает ход десорбции на этих участках. Это особенно заметно в местах «сшивки» двух ее составляющих. Частично устранить этот недостаток можно, увеличивая число составляющих функции (5).

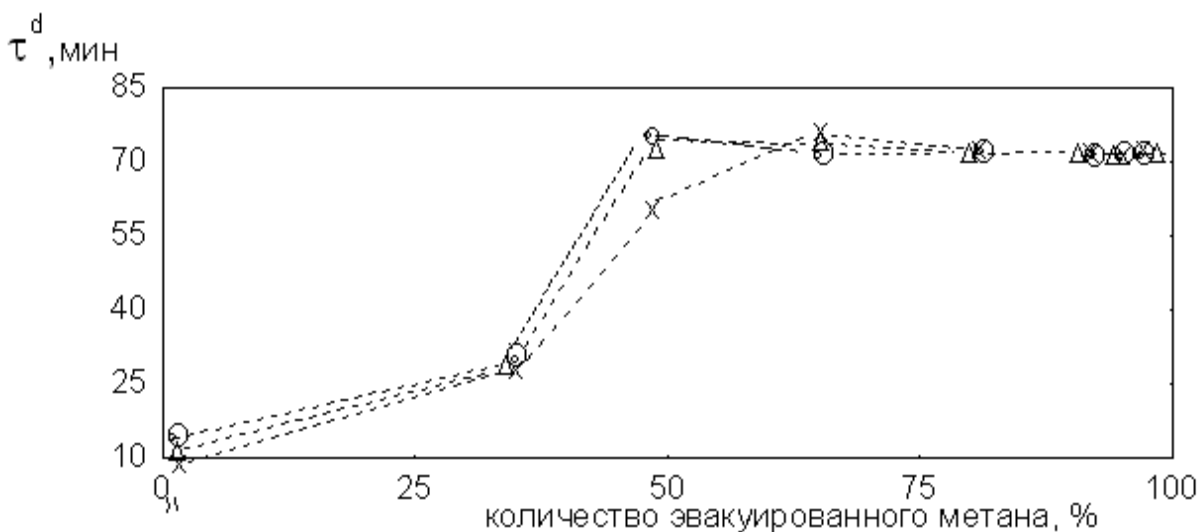


Рис.4. Изменение характерного времени диффузии τ^d в ходе десорбции метана.

Наиболее интересной и полезной оказывается завершающая фаза десорбции, где, как видно из рисунка 4, величина характерного времени диффузии не зависит от выбора размера фракций угля каждой пары образцов. Как показывает расчет, использование данных о десорбции из углей дает значения τ^d равные 71,15 мин, 70,67 мин и 71,19 мин для трех указанных выше пар образцов. Малый разброс расчетных значений τ^d связан с тем, что ход десорбции в ее заключительной фазе можно интерполировать одной экспоненциальной функцией, которая представляет собой, в данном случае, вторую – “медленную” – составляющую функции (5). Величина $\tau^d = r_{\text{мб}}^2 / D_d$ в этой фазе зависит (кроме коэффициента диффузии D_d) от среднего размера $r_{\text{мб}}$ наиболее крупных микроблоков угля (диффузионный поток газа из мелких микроблоков более интенсивный и к этому моменту они уже свободны от метана).

Таким образом, можно констатировать, что характер и величина механических нагрузок, испытываемых углем в процессе его измельчения до необходимой фракции, не оказывает существенного влияния на средний размер микроблоков угля. С другой стороны, как отмечалось в работе [2], размер микроблоков может измениться (уменьшиться) в условиях действия на уголь некоторых видов напряжений. Следовательно, величина τ^d в завершающей фазе десорбции метана может служить для данной марки угля индикатором степени необратимых изменений его структуры. Эти изменения могут быть следствием действия некоторых видов разрушающих напряжений в горном массиве и определять минимальное время выхода метана.

Малый разброс (< 1%) значений характерного времени диффузии в заключительной стадии десорбции служить доказательством высокой степени достоверности результатов расчета τ^d по описанной выше методике. Столь малая погрешность в определении τ^d связана с малой погрешностью (< 1%) измерений давления в накопительном сосуде. Как легко видеть, при расчете не используются другие параметры, требующие независимых экспериментальных оценок, – проницаемость угля, значения коэффициентов диффузии или фильтрации, открытой или закрытой пористости и т.п. Этот фактор не только обеспечивает малую ошибку при определении τ^d , но и делает метод расчета простым и удобным в практическом использовании. Отметим в заключение, что изложенный метод наиболее эффективен, когда интерполяционная функция составлена только из экспонент, как в (5).

В приведенной ниже таблице 1 представлены результаты расчетов характерных времен τ^d и и фильтрационной составляющей десорбции метана из каменных углей различной степени метаморфизма. Расчеты основаны на опытных данных [1], полученных при изучении кинетики десорбции метана из углей некоторых шахт Донецкого бассейна: шахта им. Коротченко – условное обозначение – Д; шахта им. Засядько – Ж; шахта им. Абакумова – Г; шахта Глубокая – Т₁; шахта им. Кирова – Т₂; шахта Коммунист – А. Поскольку целью данной публикации является презентация метода определения составляющих десорбции, то подробный анализ их численных значений в статье не проводится. Отметим лишь, что уменьшение τ^d при переходе к более плотным углям высокой степени метаморфизации может быть связано с уменьшением размера микроблоков по мере развития сети кнудсеновских и фольмеровских пор.

Табл. 1. Значения фильтрационных и диффузионных составляющих характерного времени десорбции метана из каменных углей различных марок

Уголь, марка	$\tau_{0,2}^{dec}$, мин	$\tau_{2,0}^{dec}$, мин	$(1+U)\tau_{0,2}^f$, мин	$(1+U)\tau_{2,0}^f$, мин	τ^d , мин
Д	2900	3030	1,3	130	2898
Ж	1075	2940	18,8	1880	1056
Г	758	2060	13,2	1320	744
T ₁ (перемятый)	79	201	8,2	129,7	71,1
T ₂	165	2000	18,5	1850	146.4
А	78	1625	15,6	1560	61.2

Автор выражает благодарность чл.-корр. НАНУ Алексееву А.Д. за постоянный интерес к работе, а д.ф.-м.н. Фельдману Э.П. за полезные дискуссии.

Библиографический список

1. **Алексеев А.Д., Васильковский В.А., Калугина Н.А.** Кинетика и механизмы десорбции метана из угля. Физико-технические проблемы горного производства. -Донецк:2005, вып.8, с.1-21.
2. **Рева В.Н., Ульянова Е.В., Васильковский В.А.** Влияние вида напряженного состояния на сорбционные свойства углей при их разрушении в условиях объемного неравнокомпонентного сжатия. Геотехнічна механіка: Міжвід. зб. наук. праць. Ін-т геотехнічної механіки ім. М.С.Полякова НАН України. –Дніпропетровськ, 2006, -вип.67.
3. **Васильковский В.А., Калугина Н.А., Молчанов А.Н.** Фазовые состояния и механизмы десорбции метана из угля. Физико-технические проблемы горного производства- Донецк: 2006, вып.9, с.62-70.
4. **Лейбензон Л.С.** Движение природных жидкостей и газов в пористой среде. М.-Л.: ОГИЗ, 1947, с. 244.

©Васильковский В.А., 2008

УДК 622.817

АРТАМОНОВ В. Н., КОСИНОВА Е. А. (ДонНТУ)

РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ МЕТАНА В УСЛОВИЯХ ОП «ШАХТА ИМЕНИ А. А. СКОЧИНСКОГО»

Рассмотрены наиболее предпочтительные способы дегазации угольных пластов применительно к ОП «Шахта им. А. А. Скочинского». Даны экономические обоснования по определению себестоимости 1 м³ газа исходя из его объема.

В настоящее время Украина ежегодно потребляет около 75 млрд. м³ природного газа, из которых лишь около 18 млрд. м³ добывают в самой стране. Украина импортирует около 57 млрд. м³ газа, тем самым значительно увеличивая свой внешний долг. Ежегодно из России поступает 30 млрд. м³ природного газа в качестве компенсации за транспортировку российского газа в Европу по газопроводу, проложенному по территории Украины. Остальные 27 млрд. м³ газа Украина в 2007 году закупила по цене \$130 за тысячу м³. В 2008 году цена на импортный газ для Украины поднимется свыше \$180 за тысячу кубометров. Все это

свидетельствует о том, что вопросы по утилизации газа метана в настоящее время очень актуальны. Крупномасштабная добыча и утилизация метана угольных месторождений позволит в значительной степени удовлетворить потребности Украины в энергоносителях.

Увеличить объемы собственной добычи природного газа, за исключением угольного метана, в Украине невозможно по экономическим причинам. Еще во времена СССР были отработаны наиболее крупные и сравнительно неглубокие месторождения природного газа и нефти на территории Украины. Для дальнейшей разработки относительно небольших и более глубоких запасов необходимы огромные капиталовложения, которыми Украина не располагает.

Не вызывает сомнений, что газ метан, извлеченный на основе промышленного экономически выгодного проекта, будет иметь рынок сбыта и будет способствовать улучшению экономической ситуации в Украине в целом.

Метан относится к газам, которые, по мнению специалистов, создают парниковый эффект, удерживая тепло в земной атмосфере. Степень, в которой тот или иной парниковый газ удерживает тепло, измеряется относительно теплового эффекта двуокиси углерода. Считается, что по способности удерживать тепло в атмосфере за столетний период метан в 21 раз превосходит двуокись углерода. Метан и прочие парниковые газы выделяются в атмосферу как вследствие естественных процессов, так и в результате человеческой деятельности, например, добычи угля.

По оценкам экспертов, запасы метана угольных пластов в Донецкой и Луганской областях превышают 3 трлн. м³. /4/

Извлечение и утилизация метана угольных месторождений в Украине позволит значительно уменьшить объем парникового газа, выбрасываемого в атмосферу угольными шахтами. А также решится и социальная проблема.

Проекты, связанные с извлечением метана угольных месторождений, позволят значительно сократить количество аварий и уровень смертельного травматизма на украинских угольных шахтах. Об этом свидетельствуют совсем недавние аварии на шахте на АП "Шахты им. Засядько". Погибло более 100 человек. Во многих случаях причинами гибели горняков послужили внезапные выбросы угля и газа, вызванные высокой газоносностью горных пород, или же взрывы в результате повышения концентрации метана в атмосфере горных выработок.

Одной из шахт, где целесообразно разработать и внедрить проект извлечения и утилизации метана, является «Шахта им. А. А. Скочинского». Выбор этой шахты для оценки возможности осуществления газового проекта обусловлен наличием значительных запасов метана, высокой удельной газоносностью угольных пластов в пределах горного отвода шахты, значительным уровнем годовой добычи угля и благоприятными перспективами развития шахты. Размер площади земельного отвода шахты составляет 80 кв. км с запасами метана около 6,8 млрд. м³. Шахтное поле содержит 30 угольных пластов общей мощностью 12,25 м, газоносность угольных пластов колеблется от 16 до 21 м³/т. /3/

Существует множество способов дегазации угольных пластов. Рассмотрим достоинства и недостатки некоторых из них, таких как способ дегазации угольных пластов скважинами с поверхности, способ дегазации угольного пласта перекрещивающимися скважинами, технология дегазации и увлажнения неразгруженных пластов с применением средств гидроимпульсионного воздействия на массив. /2/

Способ дегазации угольных пластов скважинами с поверхности предназначен для снижения газовыделения из сближенных угольных пластов и выработанного пространства в выработки очистного участка с целью извлечения пригодного для использования каптируемого метана, повышения безопасности горных работ и производительности очистного забоя по газовому фактору.

Технология дегазации включает бурение вертикальных скважин с поверхности при слоевой разработке угольного пласта или его отработке с потерями угля по мощности, либо при отработке пласта на полную мощность. В первом случае газ извлекается из сближенных угольных пластов и выработанного пространства преимущественно при возвратноточной схеме проветривания очистного забоя, во втором - из сближенных пластов при любой схеме проветривания участка. /1/ Скважины подключаются к вакуумной системе к началу разгрузки угольных пластов. Данная технология предполагает большие экономические затраты при невысоком коэффициенте дегазации.

Наиболее предпочтительными технологическими схемами дегазации в условиях шахты являются технологии использования перекрещивающимися скважинами, которые дегазируют не только пласты, но и породы.

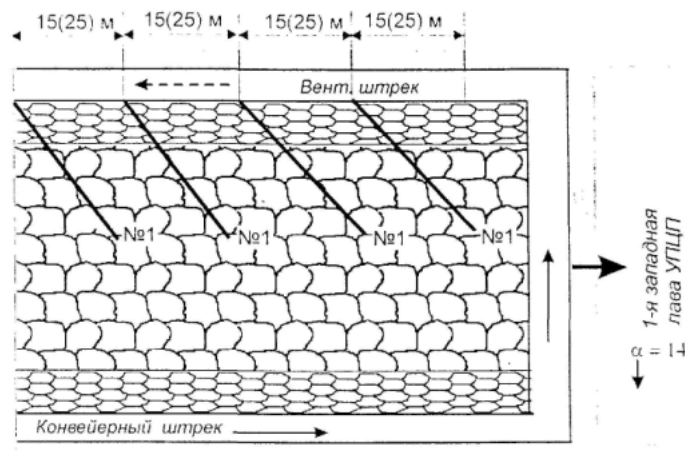
Оценка эффективности дегазации и определение количества скважин определяется исходя из горнотехнических условий и требований, предъявляемых к снижению газообильности участка и извлечению газоздушных смесей с заданными пределами содержания в них метана с целью его утилизации. Технологическая схема дегазационных скважин представлена на рисунках 1 и 2.

Преимущество способа состоит в том, что применительно к конкретным условиям ведения очистных работ определяются параметры и режимы работы скважин, обеспечивающие извлечение пригодных для использования метаноздушных смесей.

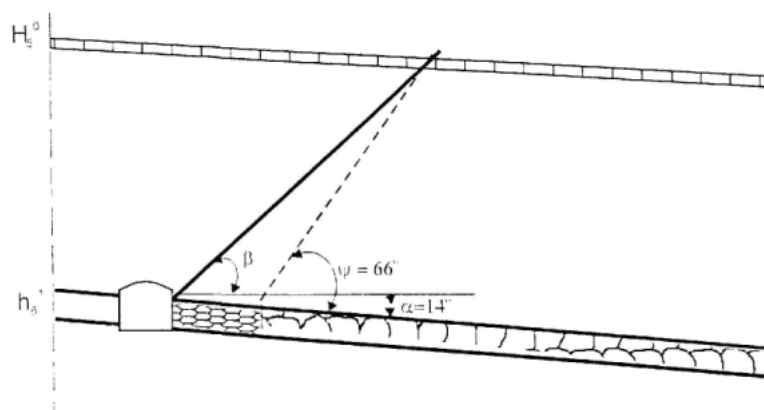
Способ дегазации угольного пласта перекрещивающимися скважинами предназначен для снижения газоносности угольных пластов и предотвращения внезапных выбросов угля и газа. Принципиальные технологические решения: дегазация угольных пластов осуществляется через подключенные к вакуумной системе перекрещивающиеся скважины на оконтуренных и подготавливаемых к отработке выемочных полях.

Преимущества способа по сравнению с традиционно применяемым (параллельно-одиночные скважины) при равной плотности бурения скважин: эффективность дегазации в 1,5-3 раза выше; метанодобываемость составляет 3-5,5 м³/т против 1-2,5 м³/т; число остановок комбайна вследствие превышения концентрации метана по нормам ПБ в 5-10 раз ниже; повышение производительности очистных забоев на 15-20%; повышение безопасности горных работ по фактору метана и внезапных выбросов угля и газа.

Технология дегазации и увлажнения неразгруженных пластов с применением средств гидроимпульсионного воздействия на массив предназначена для снижения метаноносности пластов и увлажнения массива угля с целью повышения производительности забоев и безопасности горных работ по факторам метана, пыли и внезапных выбросов угля и газа. Технология включает: бурение скважин в плоскости пласта, нагнетание через них жидкости последовательно в статическом и импульсном режимах, бурение в обработанной зоне пласта перекрещивающихся скважин и дегазацию пласта, последовательное отключение от дегазационного трубопровода группы скважин и нагнетание жидкости в пласт для увлажнения угля. Средства для реализации технологии: буровая установка, оборудование для подачи в пласт жидкости через силовую скважину в статическом режиме нагнетания, отечественная установка для генерации гидравлических импульсов высокого давления, дегазационная система шахты, оборудование для низконапорного увлажнения пласта.



α - угол падения пласта:
 №1 - скважины бурятся до пересечения с известняком H_c^0 :



ψ - угол разгрузки

Рис. 1. Технологическая схема бурения дегазационных скважин для 1-й западной лавы УПЦП шахты им. А. А. Скочинского

Преимущество технологии перед базовыми состоит в комплексном решении вопросов дегазации пластов и увлажнения массива ко времени выемки угля, повышении безопасности работ, улучшении экологии рабочих мест.

Использование метода предварительной дегазации угольного массива с перекрещивающимися скважинами позволят значительно уменьшить количество аварий и несчастных случаев на шахте им. А. А. Скочинского. Кроме того, уменьшение объема метана, поступающего в шахту, будет способствовать росту добычи угля за счет сокращения простоев, связанных с опасной концентрацией метана.

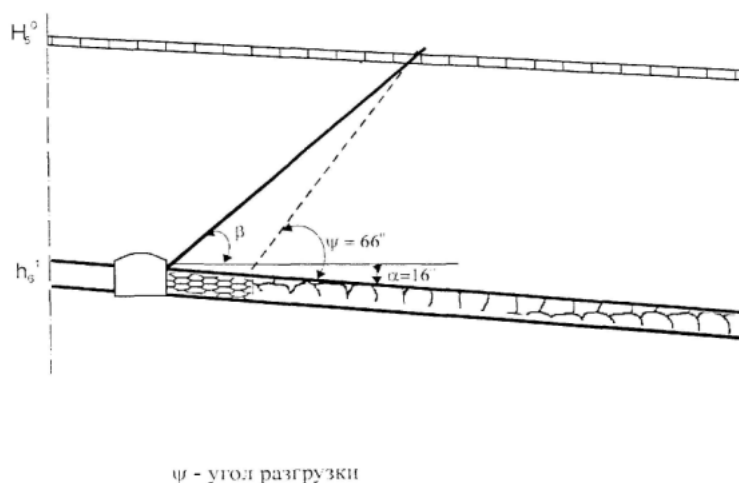
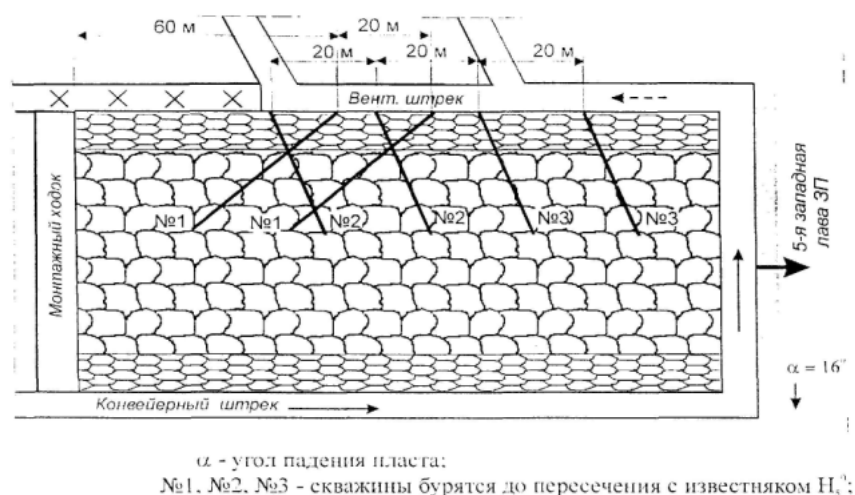


Рис. 2. Технологическая схема бурения дегазационных скважин для 5-й западной лавы ЗП шахты им. А. А. Скочинского

Таким образом, проекты по извлечению шахтного метана позволят сократить аварийность и травматизм, и в то же время позволят увеличить добычу угля и снизить себестоимость продукции.

Одним из аспектов оценки использования метана, как вторичного ресурса, есть себестоимость добычи одного m^3 газа.

Для того, чтобы рассчитать себестоимость добычи одного m^3 газа необходимо определить затраты на добычу газа и объемы ее добычи. /5/

Для добычи метана, ее переработки и реализации необходимые затраты труда коллектива каждого конкретного предприятия, а также затраты на работы, в которых учитываются затраты на сырье, материалы, электроэнергию, амортизацию основных производственных фондов и др.

Перечисленная сумма затрат предприятия на производство и реализацию продукции, выраженная в денежной форме, составляет затраты предприятия на производство и реализацию продукции или себестоимость продукции.

Себестоимость продукции - есть одним из важнейших показателей, которые характеризуют эффективность работы предприятия и областей промышленности.

Она рассчитывается в целом на всю продукцию предприятия, которая выпускается в единицу календарного времени, а также на одну единицу конкретной продукции.

Плановая себестоимость продукции представляет собой максимально допустимые затраты на изготовление продукции, размер которых устанавливается планом для каждого конкретного предприятия. Фактическая (отчетная) себестоимость характеризует величину действительно сделанных затрат на выпуск продукции в анализируемом периоде.

В фактической себестоимости продукции отбиваются также потери от брака, от простоев по внутрипроизводственным причинам; затраты по возмещению вреда, причиненной работникам увечьем, профессиональных заболеваний и другие выплаты по возмещению указанного вреда в порядке и на условиях, предусмотренными законодательством. А также выплаты работникам, которые высвобождается из предприятий в связи с их реорганизацией, сокращением численности работников и штатов.

Себестоимость зависит от условий производства, уровня технической оснащенности и технологии производства, уровня управления предприятием. Изменение этих факторов оказывает непосредственное влияние на его уровень.

Показатель себестоимости применяется для оценки результатов производственно-хозяйственной деятельности предприятия, служит основой для определения цен на промышленную продукцию. По степени изменения себестоимости судят об экономической эффективности разных мероприятий, осуществляемых или планированных на данном предприятии.

Снижение затрат производства и себестоимости продукции - одно из главных и обязательных условий роста прибыли, повышение рентабельности и эффективности производства.

Показатель себестоимости продукции применяется для исчисления других показателей - прибыли, рентабельности производства продукции, эффективности новой техники и капитальных вложений.

Как качественный показатель работы предприятия в целом он служит основой организации внутрихозяйственного расчета предприятия.

В рамках исследований был проведен расчет себестоимости получаемого газа при дегазации по участку 5-й западной лавы ЗП для ОП «Шахты им. А. А. Скочинского».

Расчет произведен по следующим параметрам: материалы, амортизация, электроэнергия, зарплата, начисления на зарплату, другие затраты, прокладка трубопровода дегазации.

Расчет себестоимости 1 м³ газа произведен по формуле:

$$C = Z / Q_g \quad (1)$$

где: Z - суммарные затраты на добычу газа за определенный период; Q_г – объем газа поступающий в дегазационную систему за соответствующий период.

Расчет себестоимости газа приведен в таблице 1. График зависимости изменения себестоимости газа от его объема представлен на рисунке 3.

Зависимость изменения себестоимости 1 м³ газа от его объема описывается уравнением:

$$y = 2E-12x^2 - 1E-06x + 0,3694 \quad (2)$$

Табл. 1. Расчет себестоимости газа дегазации для 5-й западной лавы ЗП (с расчетом прокладки трубопроводов дегазации) за 6 месяцев 2007 года

Месяц	Июль	Август	Сентябрь	Октябрь	Ноябрь	Декабрь	Сумма
Сумма затрат	33681,5	31196,6	31295,9	32013,1	32627,9	31863,7	192678,7
Объем газа, м ³	178560	178560	216000	267840	302400	357120	1500480
Себестоимость, грн	0,19	0,17	0,14	0,12	0,11	0,09	0,14

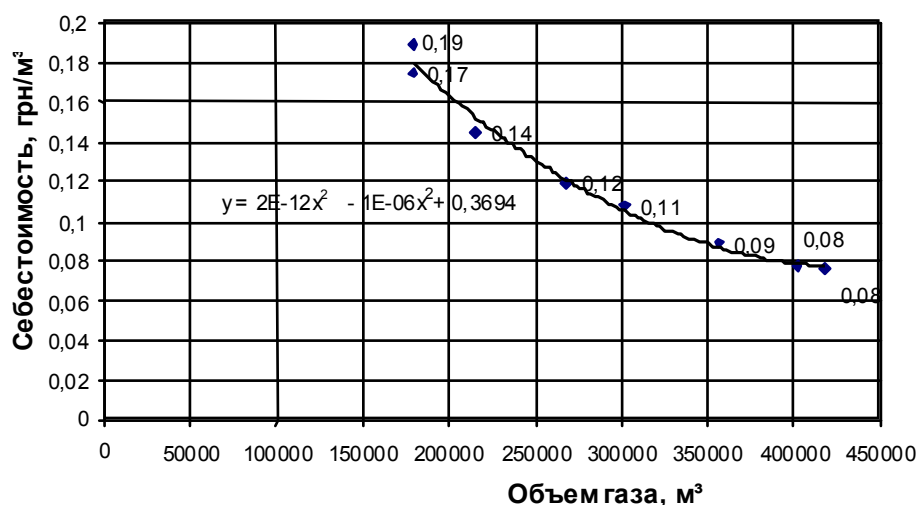


Рис. 3. Зависимость изменения себестоимости газа от полученного объема

Расчет себестоимости 5-й западной лавы ЗП показал, что себестоимость 1 м³/мес. капируемого метана находится в границах от 0,08 - 0,19 грн. (с учетом прогноза на 2 месяца вперед), а себестоимость в среднем за 6 месяцев составит 0,14 грн., что составляет 140 грн. за 1000 м³ газа и значительно ниже, чем оплата газа по международным договорам. Главным образом значение себестоимости зависит от объема газа - чем выше объем, тем дешевле газ, а так как по данным объем газа увеличивается ежемесячно (это видно из прогноза на графике), то соответственно мы будем получать более высокий экономический эффект.

По нашему мнению предложенная технология позволит решить одну из основных проблем энергетической зависимости Украины от внешних источников.

Библиографический список:

1. Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт. Киев, 1994, 312 с.
2. Руководство по дегазации угольных шахт. М., 1990, 180 с.
3. Проект дегазации 2-й восточной лавы западной панели пл. h₆¹ шахты им. А. А. Скочинского.
4. http://ostro.org/shownews_ks.php?id=24338/новости/ Опыт утилизации метана на шахте им. Засядько минуглепром внедрит на других шахтах
5. Экономика промышленного предприятия: Учеб. пособие / Под ред. проф. Ф. И. Евдокимова, проф. Т. Б. Надтоки. – Изд. 2-е, перераб. И доп. – Донецк: «Друк-Инфо», 2005. – 434 с.

©Артамонов В. Н., Косинова Е. А., 2008

УДК 622.42

ЗАВАДСКАЯ Т.В. (ДонНТУ)

К РАЗРАБОТКЕ МАТЕМАТИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ СХЕМ ПРОВЕТРИВАНИЯ ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКОВ

Схемы проветривания выемочных участков (СПВУ) являются важным фактором обеспечения безопасности труда шахтеров. В работе [1] предложена методика вывода уравнений аэрогазодинамических процессов в СПВУ как объектах контроля, управления и прогноза. Рассмотрим вопросы разработки математических моделей схем проветривания выемочных участков с учетом горно-технических условий конкретной шахты.

Выбор схем проветривания выемочных участков производится с учетом газообильности пластов, нагрузки на забой, выбросоопасности, самовозгораемости угля [2,3]. Ниже представлены схемы проветривания, применяемые на добычных участках шахты им. А.Ф.Засядько и их технологическая характеристика. На второй квартал 2007 года на шахте работали 4 добычных участка, разрабатывающие пласты m_3 , l_1 , l_4 , k_8 . Каждый из участков разрабатывал отдельный пласт.

Участок №1 (3 западная лава) производил добычу с пласта l_4 . Длина лавы – 250м. Мощность пласта – 1,0м. Крепь – “ДМ”, комбайн – УКД 200/250. Средний расход воздуха, подаваемый на выемочный участок – 1496 м³/мин. Среднесуточная нагрузка – 3825т [4]. Схема проветривания лавы – прямоточная на выработанное пространство. Тип схемы проветривания 2-В-Н-в-вт [2].

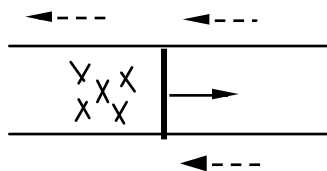


Рис.1. Тип схемы проветривания 2-В-Н-в-вт [2].

Участок №2 (17 западная лава) разрабатывал пласт m_3 , “Александровский”, марка Ж. Длина лавы – 270м. Мощность пласта – 1,78м. Крепь – ЗКД-90, комбайн – 1ГШ-68. Средний расход воздуха, подаваемый на выемочный участок – 1655м³/мин. Среднесуточная нагрузка – 3272т [4]. Схема проветривания лавы – возвратночная на массив.

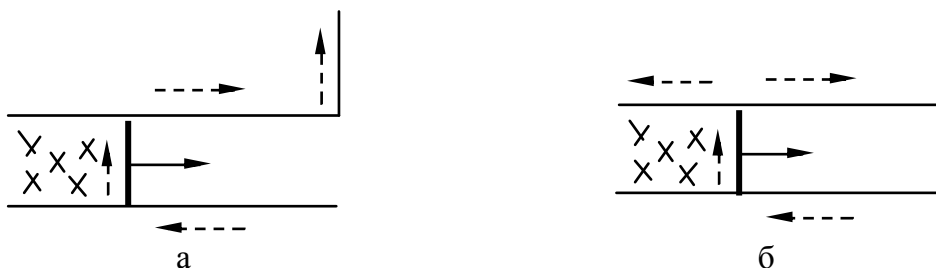


Рис.2. а – тип схемы проветривания 1-М-Н-в-вт (первый период); б – тип схемы проветривания 1-К-Н-в-вт (второй период – при доработке лавы на последних 50 метрах) [2].

Участок №4 (12 восточная лава) производил добычу с пласта k_8 . Длина лавы – 250м. Мощность пласта – 0,98м. Крезь – “ДМ”, комбайн – УКД 200/250. Средний расход воздуха, подаваемый на выемочный участок: первый период – 950м³/мин; второй период – 1641 м³/мин; третий период – 843 м³/мин. Среднесуточная нагрузка – 2963т [4]. Схема проветривания лавы изменяются на протяжении работы: первый период – комбинированная независимая восходящая прямоточная; второй период – независимая восходящая возвратноточная на выработанное пространство с частичным разбавлением примесей; третий период – независимая восходящая возвратноточная на выработанное пространство с последовательным разбавлением примесей.

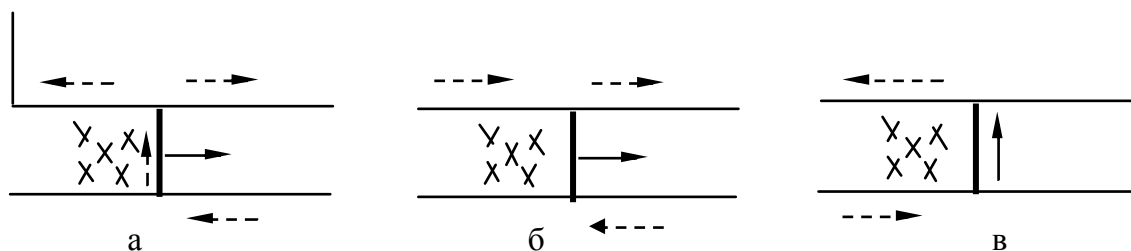


Рис.3. а – тип схемы проветривания 1-К-Н-в-пт (первый период); б – тип схемы проветривания 2-В-Н-в-вт (второй период); в – тип схемы проветривания 1-В-Н-в-вт (третий период) [2].

Участок №7 (13 восточная лава) разрабатывал пласт l_1 , “Семеновский”, марка Ж. Длина лавы – 240м. Мощность пласта – 1.69м. Крезь – ЗКД-90, комбайн – 1ГШ-68. Средний расход воздуха, подаваемый на выемочный участок: первый период – 1350м³/мин; второй период – 1897 м³/мин; третий период – 1897м³/мин. Среднесуточная нагрузка: в первый период – 1000т; в остальные периоды – 2000т [4]. Схема проветривания лавы изменяются на протяжении работы: первый период – независимая восходящая возвратноточная на выработанное пространство; второй период – независимая восходящая возвратноточная на выработанное пространство с частичным разбавлением примесей; третий период – комбинированная независимая восходящая прямоточная; четвертый период – возвратноточная на массив.

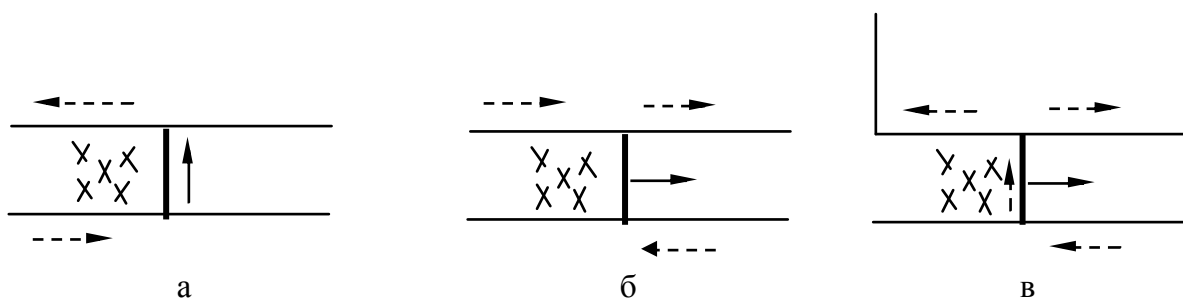
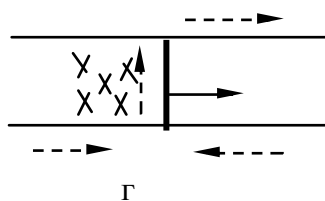


Рис.4. а – тип схемы проветривания 1-В-Н-в-вт (первый период); б – тип схемы проветривания 2-В-Н-в-вт (второй период); в – тип схемы проветривания 1-К-Н-в-пт (третий период);



г – тип схемы проветривания 1-М-Н-в-пт (четвертый период)[2].

По классификации [1] применяемые схемы проветривания могут быть представлены структурными схемами первого (участки №№ 2, 4(первый и третий периоды), 7(первый, третий и четвертый периоды)) и второго типа (участок №№1, 2(второй период), 7(второй период)).

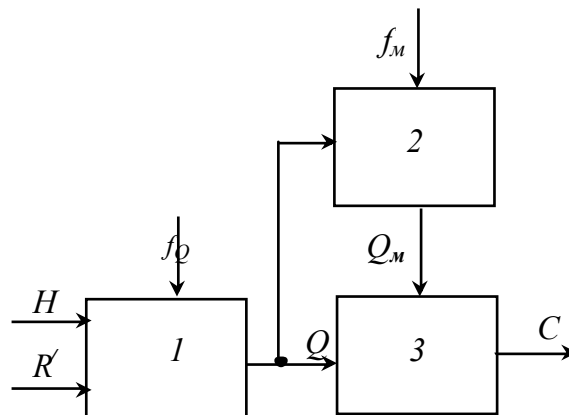


Рис. 5. Структурная схема проветривания первого типа

Элемент 1 — это откаточный штрек, лава и вентиляционный штрек, а также выработанное пространство, утечки через которое влияют на динамику воздухораспределения и на установившиеся значения расходов. H — депрессия участка; R' — регулируемое сопротивление; Q — расход воздуха на участке; f_Q — обобщенное аэродинамическое возмущение. Элемент 2 включает в себя выработанное пространство, лаву и другие источники метановыделения; f_M — возмущения по дебитам метана; Q_M — суммарный дебит. Элемент 3 — это исходящая струя с концентрацией метана C .

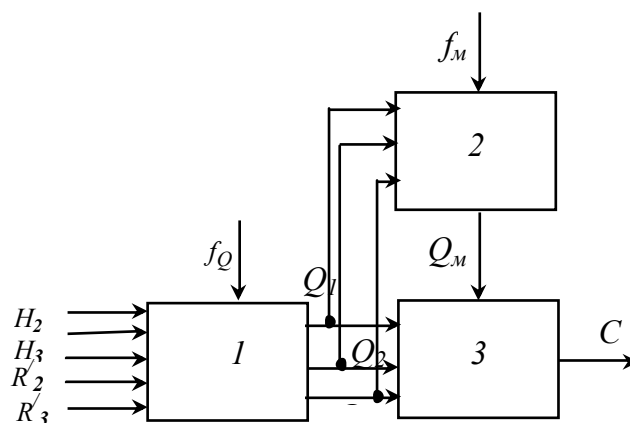


Рис. 6. Структурная схема проветривания второго типа

Q_1 — расход воздуха в откаточном штреке; Q_2 — расход во второй свежей струе; Q_3 — расход в исходящей струе. Регулируемые сопротивления R'_2 , R'_3 соответствуют расходам воздуха Q_2 , Q_3 , при этом имеется в виду, что в откаточном штреке регулируемые сопротивления устанавливаться не будут [1].

Для вывода системы уравнений, которая описывает модели схем проветривания выемочных участков указанных типов, необходимо записать уравнения для каждого

элемента структур СПВУ. Динамика движения воздуха по выработкам выемочного участка (элемент №1 на рис.5,6) описывается уравнением [1]:

$$K_{yч} \frac{dQ}{dt} + R_{yч} * Q^2 + R' * Q^2 = H_{yч} \quad (1)$$

где $K_{yч} = K \frac{R_{yч}}{R}$; $K = \rho_v \left(\frac{L_{ош}}{S_{ош}} + \frac{L_l}{S_l} - \frac{L_{вш}}{S_{вш}} \right)$ — суммарный коэффициент инерционности воздушного потока; ρ_v — плотность воздуха; $R_{yч}$ вычисляется по формуле:

$$R_{yч} = r_o(L_o - l_1 + l_1 * k_1) + k_1^2 (R_{ex} + R_{вых}) + r_l * k_l * L_l + r_в(L_в - l_2 + l_2 * k_l),$$

где $r_o, r_l, r_в$ — удельные сопротивления откаточного штрека, лавы и вентиляционного штрека; $L_o, L_l, L_в$ — длины откаточного штрека, лавы и вентиляционного штрека; k_1, k_l — доставочные коэффициенты; $R_{ex}, R_{вых}$ — местные сопротивления; l_1, l_2 — длины, на которых проявляются утечки; $R = R_{ош} + R_l + R_{вш} + R_m$ — суммарное аэродинамическое сопротивление штреков, лавы с учетом местного сопротивления R_m .

Динамику изменения дебита метана в выработанном пространстве при изменениях режима проветривания выемочного участка (элемент №2 на рис.5,6) характеризует уравнение:

$$A \frac{dQ_m}{dt} + Q_m = Q_{om} + B * R_{ф} \frac{d(Q * Q)}{dt}, \quad (2)$$

где A, B — газодинамические параметры участка. $A = \frac{V_n}{C_{ф} * S_{\sigma} * P_{om}}$; $B = \frac{V_n}{P_{om}}$; $C_{ф} = \frac{k}{\mu * \Delta n}$, где $C_{ф}$ — коэффициент фильтрации; k — коэффициент проницаемости верхней части выработанного пространства; μ — динамический коэффициент вязкости метана; Δn — шаг аппроксимации по нормали; V_n — объем пустот в верхней части выработанного пространства; S_{σ} — площадь поверхности фильтрации; $S_{\sigma} = L_l * l_{ш}$, где L_l — длина лавы; $l_{ш}$ — длина штрека, где есть утечки; P_{om} — давление метана в установленном режиме; $R_{ф} = \frac{R_{yч} - r_в(L_в - l_1) + r_o(L_o - l_1(1 - k_1))}{2}$, где $R_{yч}$ — сопротивление участка; $r_в$ — удельное сопротивление вентиляционного штрека; $L_в$ — длина вентиляционного штрека; l_1 — длина, на которой появляются утечки; r_o — удельное сопротивление откаточного штрека; k_1 — доставочный коэффициент.

Газодинамические процессы в элементе №3 описываются уравнениями:

$$V_{ny} \frac{dC_y}{dt} = Q_m - (Q_y + Q_m) * C_y; \quad (3)$$

$$V_l \frac{dC_l}{dt} = Q_{мл} - (Q_l + Q_{мл}) * C_l; \quad (4)$$

$$V_{ш} \frac{dC}{dt} = Q_{мш} + Q_{мл} - (Q + Q_{мш} + Q_{мл}) * C, \quad (5)$$

где C_y — концентрация метана в утечках воздуха на выходе выработанного пространства, C_l — средняя концентрация метана, Q_l — расход воздуха в лаве; где $Q_{мл}$ — дебит ме-

тана в лаве из всех источников [5]. Исходя из этого, можно составить систему уравнений для модели первого типа:

$$\left\{ \begin{array}{l} K_{yч} \frac{dQ}{dt} + R_{yч} * Q^2 + R' * Q^2 = H_{yч} \\ A \frac{dQ_m}{dt} + Q_m = Q_{ом} + B * R_{\Phi} \frac{d(Q * Q)}{dt} \\ V_{ny} \frac{dC_y}{dt} = Q_m - (Q_y + Q_m) * C_y \\ V_l \frac{dC_l}{dt} = Q_m - (Q_l + Q_{ml}) * C_l \\ V_{ш} \frac{dC}{dt} = Q_{ml0} + Q_{m0} - (Q + Q_{ml0} + Q_{l0}) * C \\ Q_{ml0} = (Q_l + Q_{ml}) * C_l \\ Q_{m0} = (Q_y + Q_m) * C_y \end{array} \right. \quad (6)$$

Система уравнений для модели второго типа:

$$\left\{ \begin{array}{l} K_{yч} \frac{dQ_1}{dt} + R_{yч} * Q_1^2 + R' * Q_1^2 = H_{yч} \\ K_{yчl} \frac{dQ_2}{dt} + R_{yчl} * Q_2^2 + R' * Q_2^2 = H_{yч} \\ A \frac{dQ_m}{dt} + Q_m = Q_{ом} + B * R_{\Phi} \frac{d(Q_1 * Q_1)}{dt} \\ V_{ny} \frac{dC_y}{dt} = Q_m - (Q_y + Q_m) * C_y \\ V_l \frac{dC_l}{dt} = Q_m - (Q_l + Q_{ml}) * C_l \\ V_{ш} \frac{dC}{dt} = Q_{ml0} + Q_{m0} - (Q_1 + Q_{ml0} + Q_{l0} + Q_2) * C \\ Q_{ml0} = (Q_l + Q_{ml}) * C_l \\ Q_{m0} = (Q_y + Q_m) * C_y \end{array} \right. \quad (7)$$

Математические модели, отражающие физическую сущность переходных аэродинамических процессов в схемах проветривания выемочных участков следует разрабатывать в таком порядке: анализ схем на заданной шахте и построение их структурных схем как объектов управления; вывод уравнений для элементов структурных схем по методике, предложенной в [1]. Полученные уравнения включаются в общее математическое описание шахтной вентиляционной сети.

Библиографический список

1. **Абрамов Ф.А., Фельдман Л.П., Святный В.А.** Моделирование динамических процессов рудничной аэрологии / Киев, Наукова думка, 1981.
2. **Мясников А.А., Патрушев М.А.** Основы проектирования вентиляции угольных шахт / Москва, Недра, 1971.
3. **Янко С.В., Ткачук С.П.** Руководство по проектированию вентиляции угольных шахт / Киев, 1994.

4. Звягильский Е.Л., Булат А.Ф., Ефремов И.А., Бокий Б.В., Бунько Т.В., Кокулин И.Е. Проветривание и газовый режим шахты имени А.Ф. Засядько: состояние и пути совершенствования / Донецк–Днепропетровск, 2003.

5. Святный В.А. Моделирование аэрогазодинамических процессов и разработка систем управления проветриванием шахт. Докт. диссертация. ДПИ, Донецк, 1985.

©Завадская Т.В., 2008

УДК 622.281.74

НОВИКОВ А.О. (ДонНТУ), ГЛАДКИЙ С.Ю. (ОП шахта «Добропольская»),
ШЕСТОПАЛОВ И.Н. (ДонНТУ)

ОБ ОСОБЕННОСТЯХ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ С АНКЕРНЫМ КРЕПЛЕНИЕМ

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

В последние 10-15 лет, в Украине, разработан и утвержден целый ряд программных документов, направленных на повышение эффективности работы угольной промышленности. Так, к 2010 году намечено увеличить добычу угля до 100 млн.т. При этом одним из приоритетных направлений работы является улучшение технико-экономических показателей деятельности предприятий за счет внедрения новых технологий, в том числе с использованием анкерного крепления.

Несмотря на определенные успехи в реализации этих программ, объемы крепления выработок анкерной крепью не превышают 50 км. Причинами, препятствующими широкому внедрению анкерного крепления на шахтах Украины являются недостаточное понимание его роли в процессе поддержания выработки, отсутствие нормативной базы, позволяющей с учетом конкретной геомеханической ситуации обосновано принять ее параметры.

В настоящее время до 93% протяженности поддерживаемых выработок на действующих и реконструируемых шахтах закреплено металлическими рамными податливыми конструкциями крепи. Исследованиям особенностей и закономерностей деформирования массива, вмещающего выработки с рамными конструкциями крепи посвящены работы многих отечественных и зарубежных исследователей. Несмотря на это, особенности и закономерности деформирования массива, вмещающего выработки с анкерным креплением практически не изучены.

Учитывая перспективы расширения использования анкерных систем для крепления выработок различного назначения на шахтах Украины, как одного из приоритетных направлений интенсификации производства, проведение таких исследований, несомненно, является актуальным.

Задачей данных исследований являлось установление особенностей деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки глубоких шахт с анкерным креплением.

С целью изучения особенностей деформирования породного массива, вмещающего выработки, закрепленные анкерами, авторами статьи были проведены шахтные наблюдения на замерных станциях, оборудованных глубинными реперами.

Для исследований были выбраны подготовительные выработки, пройденные по пласту m_5^{1B} шахты «Добропольская», имеющей большой опыт внедрения анкерных систем.

Шестой северный конвейерный штрек пласта m_5^{1B} горизонта 450 м длиной 1840 м проводился комбайном КПД-32. Первые 100 м выработки закреплены металлической арочной податливой крепью КМП-А3/11,2. На пласте m_5^{1B} применяется столбовая система разработки. Лавы отрабатываются по простиранию. Длина лав до 250 метров. Стратиграфическая колонка пласта m_5^{1B} представлена на рис. 1.

Непосредственная (она же основная) кровля пласта представлена алевролитом, темно-серым, массивным, редко с горизонтальной слоистостью за счет переслаивания глинистым сланцем, малоустойчивым Б₃ (в нарушениях Б₂), со свойствами близкими к аргиллиту. Выше залегает песчаник светло-серый «кучерявчик», с обуглившимися остатками корней растений, средней крепости. Еще выше залегает аргиллит темно-серый, плотный, с редкими плоскостями, средней крепости, малоустойчивый (Б₃).

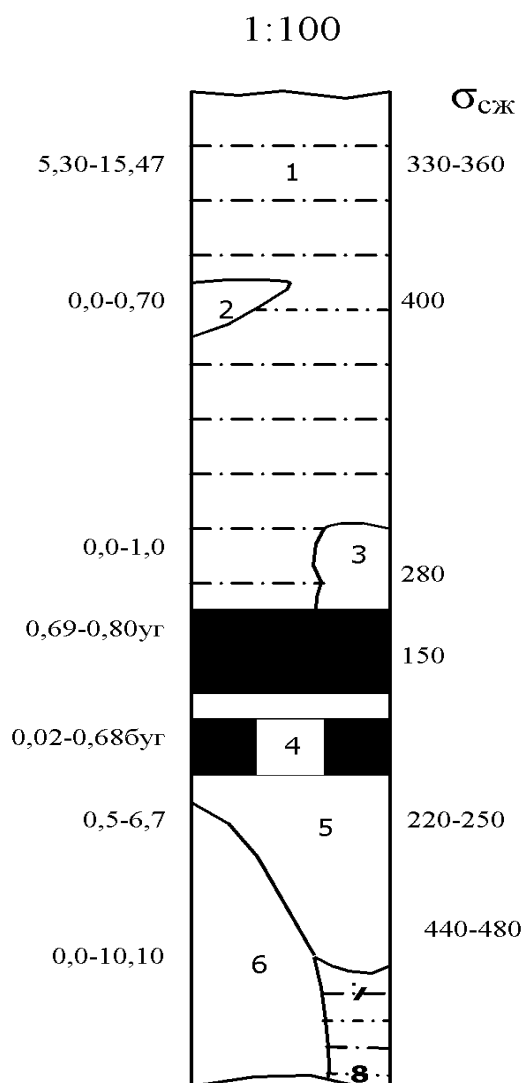


Рис.1. Стратиграфическая колонка пласта m_5^{1B}

Угольный пласт m_5^{1B} сложного строения, состоит из 2-3-х угольных пачек, общая мощность пласта - от 1,10 до 1,40 м, прочностью на сжатие 15 МПа. Угол падения пласта – 10 градусов. Уголь черный полублестящий, слоистостью с налетами кальцита, с линзами пирита, средней крепости.

Непосредственно в почве пласта залегает аргиллит темно-серый, массивный, в верхней части слоя сильно переслоен линзами угля, с обуглившимися растительными остатками, средней крепости, среднеустойчивый (П₂). Основная почва пласта представлена песчаником светло-серым, на глинистом цементе от среднезернистого до крупнозернистого с гальками кварца, в нижней части слоя тонкозернистым, средней крепости.

Средняя скорость подвигания забоя - 280 м/мес. При этом плотность установки анкеров – 1,0 анк/м². Сечение выработки – прямоугольное. Анкеры длиной 2,4 м устанавливались в забое выработки под подхват, изготовленный из профиля СВП-22 длиной 4,0 м.

Закрепление стального анкера в шпуре производилось химическим способом. Паспорт крепления выработки показан на рис.2. 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.

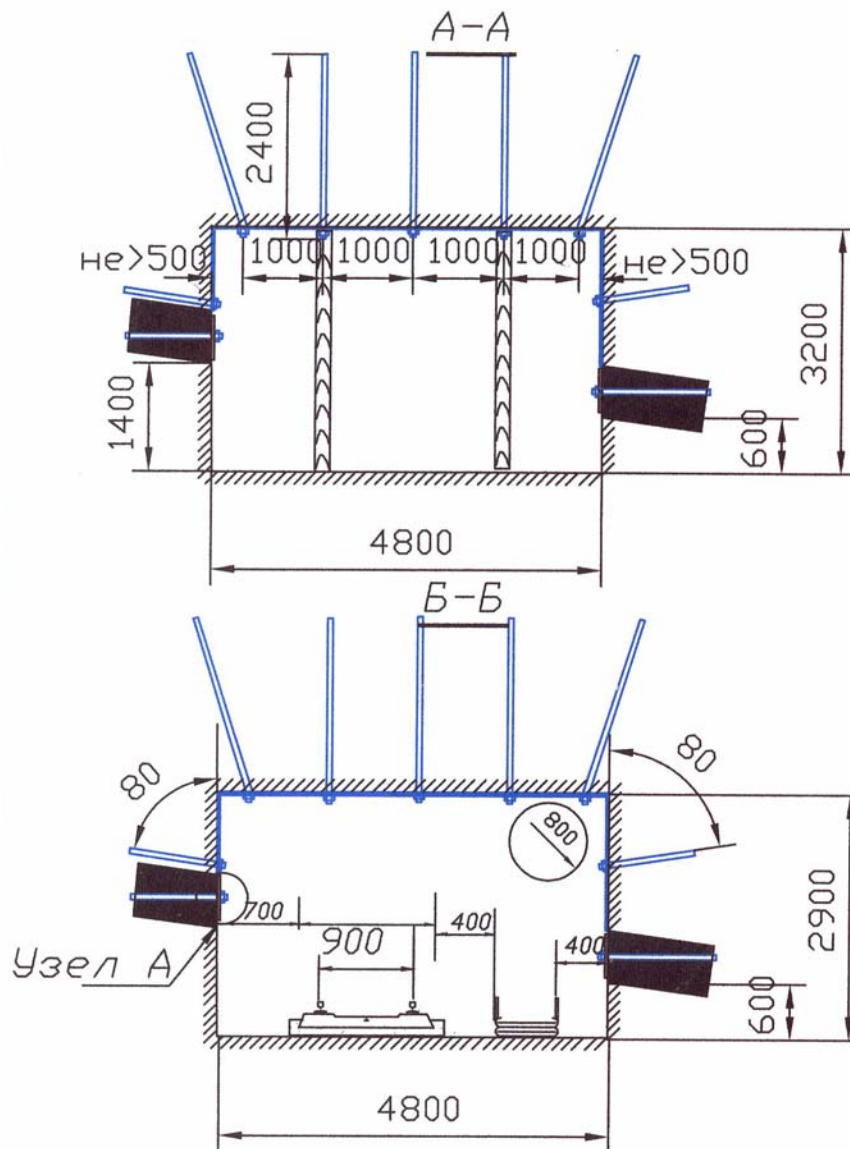


Рис. 2. Паспорт крепления выработки

Оборудование замерных станций и производство замеров на них производилось в соответствии с методикой ВНИМИ [1].

В кровле и боках выработки, в пределах пикетов 62, 72 и 89 было заложено 6 комплексных замерных станций, оборудованных глубинными и контурными реперами (рис. 3). Схема замерной станции и выкопировка из плана горных выработок с указанием мест установки замерных станций изображены на рис.4 и 5. Замерные станции оборудовались непосредственно в забое выработки.

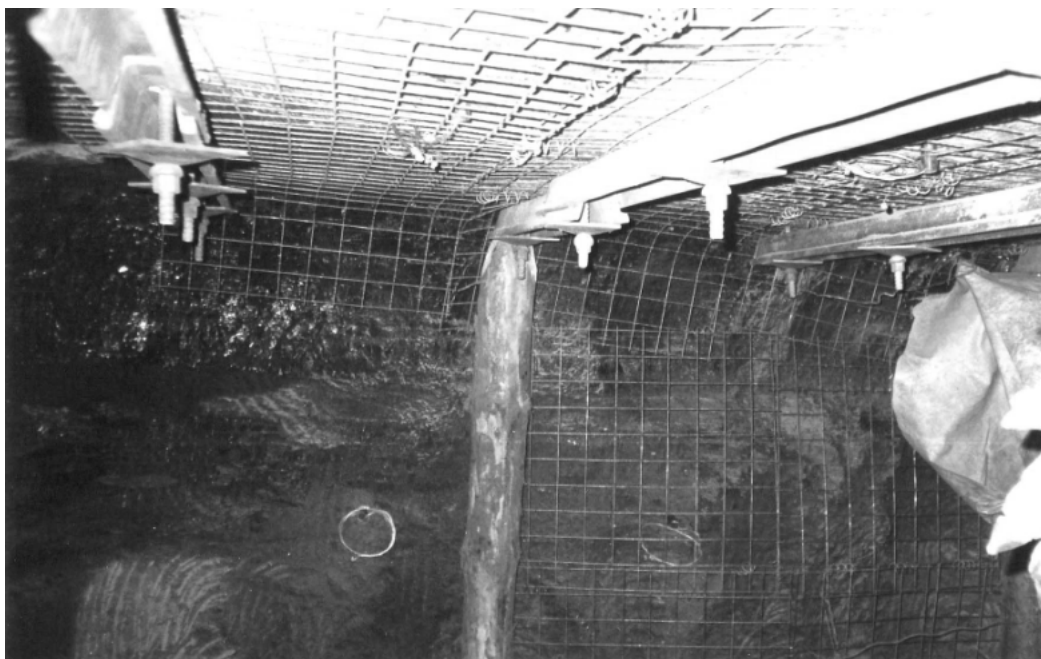


Рис. 3. Место установки комплексной замерной станции в шестом северном конвейерном штреке пласта m_5^{1B} гор. 450 м

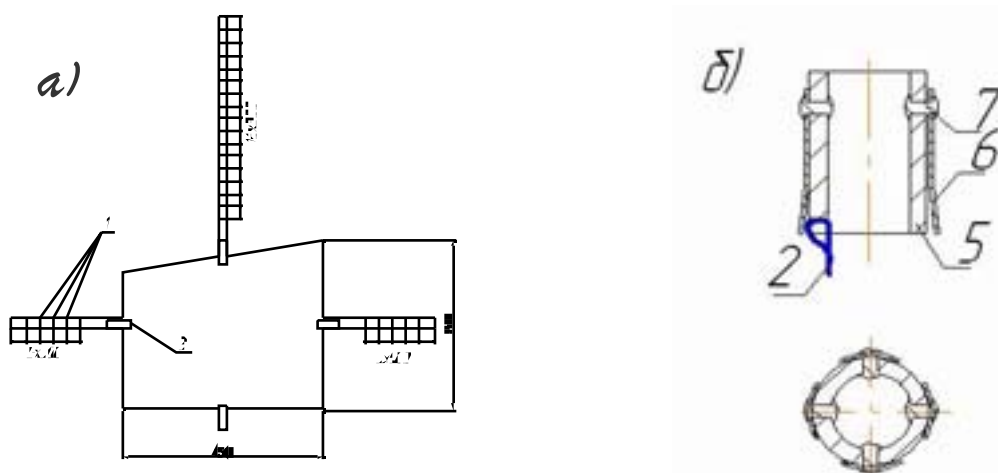


Рис. 4. Схема замерной станции (а) и конструкция глубинного репера (б): 1 – глубинный репер; 2 – тяги глубинных реперов; 3 – кондуктор; 4 – замерное кольцо; 5 – отрезок стальной трубы; 6 – стальная полоса; 7 – заклепка.

Каждая станция представляла собой 3 скважины, 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. Диаметр скважины для установки глубинных реперов составлял 27 мм. Глубинные репера помещались в скважину при помощи специального досыльника. Глубинный замок репера (рис. 4) представлял собой отрезок стальной трубы 5 длиной 40 мм, на который при помощи заклепок 7 с четырех сторон была прикреплена стальная полоса 6 для фиксации его в шпуре, на заданном удалении от контура выработки.

От каждого глубинного замка из скважины выводилась связь, выполненная из оцинкованной проволоки 2, на конце которой было закреплено кольцо и пластинка с номером репера.

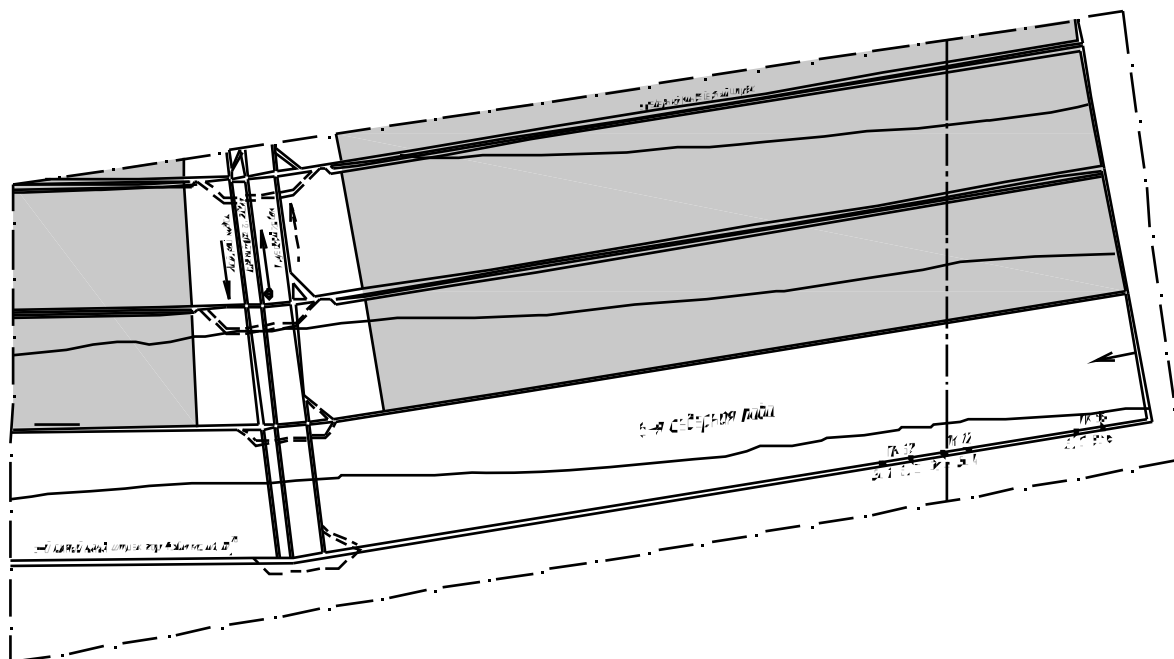


Рис. 5. Выкопировка из плана горных выработок с указанием мест установки измерных станций

В устье скважины устанавливался кондуктор 3 длиной 0,3 м, выполняющий роль контурного репера. Смещения глубинных реперов определялись по изменению расстояния между кольцом и кондуктором. Измерения проводились с помощью рулетки конструкции ВНИМИ (погрешность измерения рулеткой $\pm 0,5$ мм).

Для изучения процесса развития деформаций во вмещающем выработку массиве, были построены графики смещений глубинных реперов в скважинах, пробуренных в кровле и боках, в направлении от контура выработки вглубь массива (рис. 6-9), а также рассчитаны значения коэффициентов разрыхления на участках между реперами (табл.1-4). Поскольку характер смещений реперов на измерных станциях существенно не отличается, а объем статьи ограничен, приведем ниже наиболее характерные графики.

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 [2] предельные относительные деформации для глинистого сланца составляют 3×10^{-2} , а для песчаного сланца 2×10^{-2} .

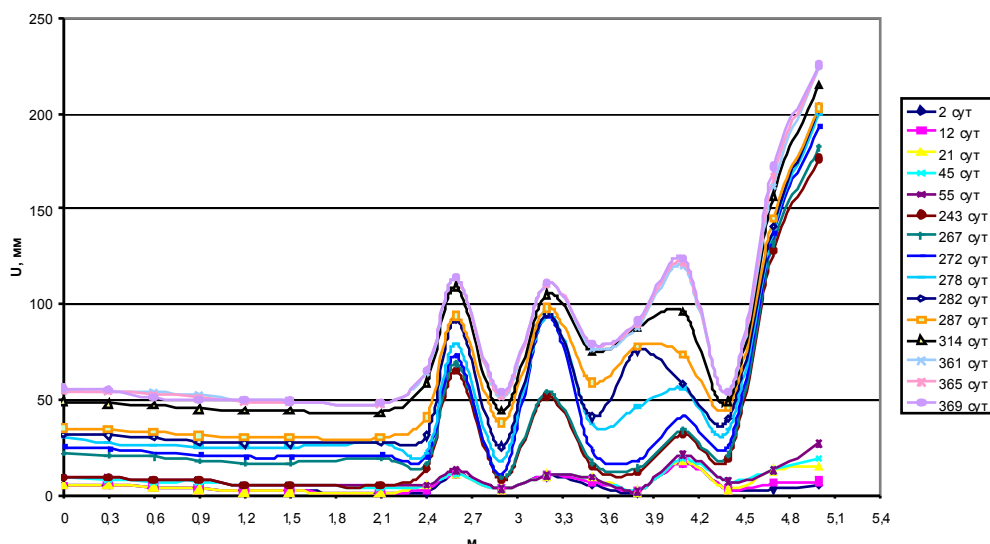


Рис.6. Графики смещений глубинных реперов в кровле выработки на замерной станции №3

Табл. 1. Расчетные значения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в вертикальной скважине на замерной станции №3

Удаление участка от контура, м	Время в сутках с момента установки														
	2	12	21	45	55	243	267	272	278	282	287	314	361	365	369
0,0-1,5	1,002	1,002	1,002	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,004	1,003	1,005
1,5-2,1	1,002	1,002	1,002	1,002	1,000	1,000	1,003	1,002	1,003	1,002	1,000	1,002	1,002	1,002	1,002
2,1-2,4	1,000	1,007	1,013	1,003	1,000	1,030	1,010	1,003	1,017	1,010	1,037	1,053	1,053	1,057	1,057
2,4-2,6	1,050	1,040	1,030	1,030	1,040	1,255	1,265	1,265	1,285	1,305	1,265	1,250	1,250	1,245	1,245
2,6-2,9	1,027	1,027	1,027	1,027	1,033	1,190	1,200	1,207	1,203	1,223	1,187	1,217	1,210	1,207	1,200
2,9-3,2	1,023	1,023	1,023	1,023	1,023	1,147	1,150	1,277	1,257	1,233	1,200	1,203	1,200	1,197	1,190
3,2-3,5	1,017	1,010	1,003	1,003	1,003	1,123	1,123	1,237	1,193	1,180	1,130	1,100	1,113	1,107	1,107
3,5-3,8	1,010	1,017	1,023	1,023	1,023	1,010	1,010	1,017	1,030	1,117	1,063	1,043	1,037	1,037	1,040
3,8-4,1	1,050	1,050	1,053	1,057	1,063	1,067	1,067	1,077	1,033	1,060	1,013	1,027	1,107	1,107	1,110
4,1-4,4	1,047	1,047	1,050	1,040	1,047	1,043	1,043	1,050	1,073	1,060	1,093	1,157	1,220	1,227	1,233
4,1-4,7	1,000	1,010	1,033	1,020	1,020	1,363	1,370	1,370	1,350	1,337	1,330	1,360	1,360	1,377	1,393
4,7-5	1,007	1,003	1,007	1,020	1,047	1,160	1,167	1,187	1,203	1,207	1,193	1,193	1,210	1,193	1,177

Табл. 2. Расчетные значения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в боковой скважине на замерной станции №3

Удаление участка от контура, м	Время в сутках с момента установки														
	2	12	21	45	55	243	267	272	278	282	287	314	361	365	369
0,0-0,5	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,5-1	1,062	1,084	1,092	1,098	1,102	1,002	1,012	1,008	1,008	1,008	1,006	1,000	1,002	1,002	1,000
1,0-1,5	1,020	1,034	1,040	1,054	1,046	1,264	1,110	1,108	1,108	1,108	1,108	1,108	1,104	1,096	1,094
1,5-2	1,034	1,020	1,024	1,030	1,024	1,032	1,268	1,268	1,270	1,270	1,276	1,276	1,274	1,266	1,266
2,0-2,5	1,048	1,040	1,044	1,048	1,048	1,524	1,064	1,062	1,062	1,060	1,056	1,058	1,054	1,054	1,050

Как видно из данных представленных в табл.1 и 2, уже на вторые сутки наблюдений, разрушениями в боках выработки были охвачены породы на удалении 0,5-2,5 м от контура. В кровле, в это же время происходит разрушение пород на участках скважины, удаленных на 2,4-3,2 м и 3,8-4,4 м. К двадцать первым суткам наблюдений разрушения пород в кровле продолжают на этих же участках и распространяются вглубь массива на участок 3,5-4,7 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, в этот период, наиболее сильные деформации происходят на участке скважины, удаленной от контура на 3,5-5,0 м. В дальнейшем, как показали наблюдения, происходит распространение деформаций вглубь массива в боках выработки, которое сопровождается разрушением на участке вертикальной скважины 2,1-2,4 м от контура. На 369 сутки наблюдений разрушением охвачены породы, удаленные на 2,1-5,0 м от контура в кровлю.

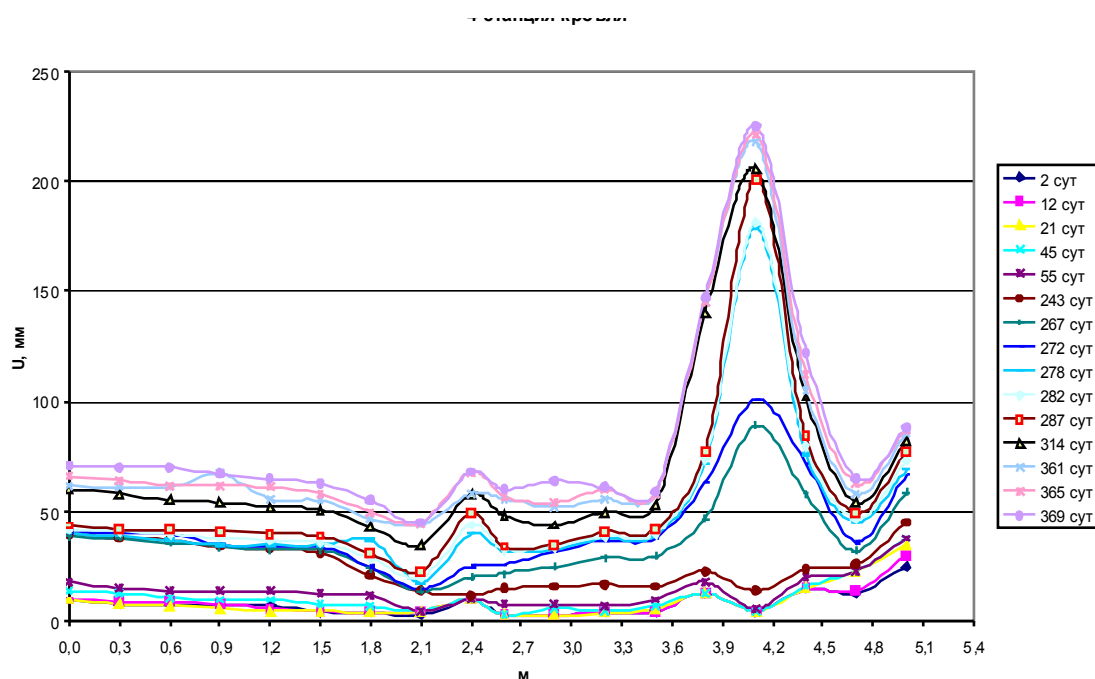


Рис.7. Графики смещений глубинных реперов в кровле выработки на замерной станции №4

Анализируя графики, представленные на рис.7 и в табл.3 и 4, 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, удаленные на 0,5-2,0 м от контура были разрушены. Это привело к разрушению пород в вертикальной скважине на участке 1,8-2,1 м и дальнейшему разрыхлению пород на ранее разрушенных участках. Продолжающиеся интенсивные разрушения пород в боках выработки на удалении 0,5-1,0 м и 1,5-2,0 м к 282 суткам наблюдений привели к распространению запредельных деформаций в кровле на удалении 1,8-2,6 м и 3,5-5,0 м от контура.

Табл. 3. Расчетные значения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в вертикальной скважине на замерной станции №4

Удаление участка от контура, м	Время в сутках с момента установки														
	2	12	21	45	55	243	267	272	278	282	287	314	361	365	369
0,0-1,5	1,003	1,003	1,003	1,004	1,003	1,006	1,004	1,005	1,003	1,004	1,003	1,006	1,005	1,005	1,005
1,5-1,8	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,033	1,030	1,030	1,007	1,023	1,027	1,027	1,027	1,027	1,027
1,8-2,1	1,003	1,003	1,003	1,007	1,023	1,023	1,033	1,033	1,063	1,030	1,027	1,027	1,010	1,017	1,033
2,1-2,4	1,023	1,017	1,017	1,017	1,017	1,007	1,020	1,033	1,073	1,080	1,087	1,077	1,047	1,077	1,077
2,4-2,6	1,035	1,035	1,035	1,035	1,010	1,015	1,010	1,005	1,040	1,055	1,075	1,050	1,010	1,055	1,040
2,6-2,9	1,000	1,000	1,000	1,010	1,000	1,003	1,010	1,020	1,003	1,003	1,003	1,013	1,013	1,010	1,013
2,9-3,2	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,013	1,017	1,017	1,017	1,020	1,020	1,013	1,020	1,010
3,2-3,5	1,003	1,003	1,007	1,007	1,010	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,003	1,010	1,007	1,007	1,007
3,5-3,8	1,027	1,027	1,023	1,020	1,027	1,023	1,057	1,083	1,110	1,113	1,117	1,290	1,290	1,290	1,293
3,8-4,1	1,027	1,027	1,027	1,027	1,040	1,030	1,140	1,127	1,357	1,357	1,413	1,217	1,243	1,253	1,260
4,1-4,4	1,033	1,033	1,033	1,037	1,047	1,033	1,103	1,097	1,343	1,337	1,390	1,343	1,377	1,363	1,343
4,4-4,7	1,007	1,003	1,027	1,023	1,010	1,007	1,087	1,120	1,103	1,110	1,117	1,160	1,157	1,163	1,190
4,7-5,0	1,040	1,053	1,040	1,050	1,050	1,063	1,090	1,103	1,080	1,087	1,093	1,093	1,090	1,080	1,077

Табл. 4. Расчетные значения коэффициента разрыхления пород на участках между глубинными реперами в боковой скважине на замерной станции №4

Удаление участка от контура, м	Время в сутках с момента установки														
	2	12	21	45	55	243	367	272	278	282	287	314	361	365	369
0,0-0,5	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000	1,000
0,5-1	1,026	1,036	1,050	1,036	1,040	1,024	1,090	1,094	1,098	1,096	1,096	1,102	1,106	1,110	1,110
1,0-1,5	1,016	1,012	1,002	1,012	1,018	1,132	1,136	1,136	1,134	1,130	1,130	1,126	1,122	1,116	1,116
1,5-2	1,006	1,012	1,022	1,008	1,022	1,624	1,624	1,628	1,628	1,624	1,624	1,622	1,624	1,624	1,628
2,0-2,5	1,022	1,018	1,008	1,032	1,002	1,004	1,002	1,000	1,000	1,004	1,000	1,002	1,002	1,004	1,008

За период наблюдений 339-369 суток смещения контура на замерных станциях составили: от 51 до 69 мм со стороны кровли и 70 – 267 мм – со стороны боков выработки. Интенсивные смещения пород со стороны боков выработки приводили к разрушениям стоек крепи (рис. 10) и пластическим деформациям угольного массива в сторону подхватов (рис. 11).

Проведенные шахтные инструментальные наблюдения позволяют сделать следующие выводы.

1. Активизация смещений пород в кровле и боках выработки происходит практически сразу, после отхода забоя на 8-10 м от замерной станции.
2. Разрушение пород в боках выработки ведет к развитию процессов деформирования кровли.
3. Смещения пород на контуре, со стороны боков выработки, не менее чем в 1,8 раза превышают смещения со стороны кровли.

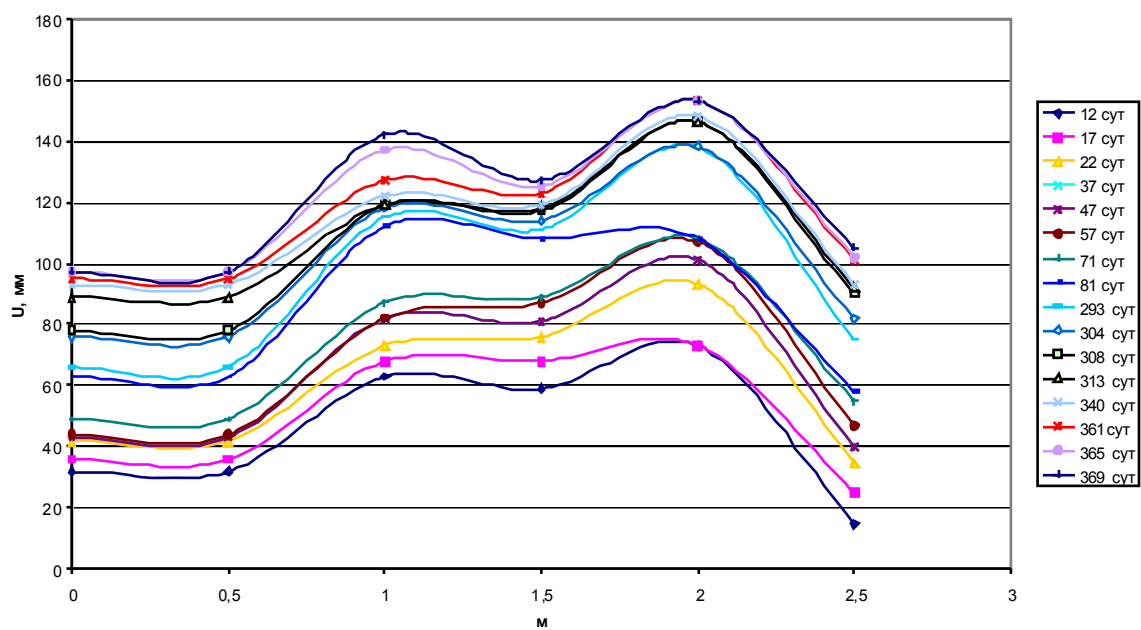


Рис.8. Графики смещений глубинных реперов в боках выработки на замерной станции №1

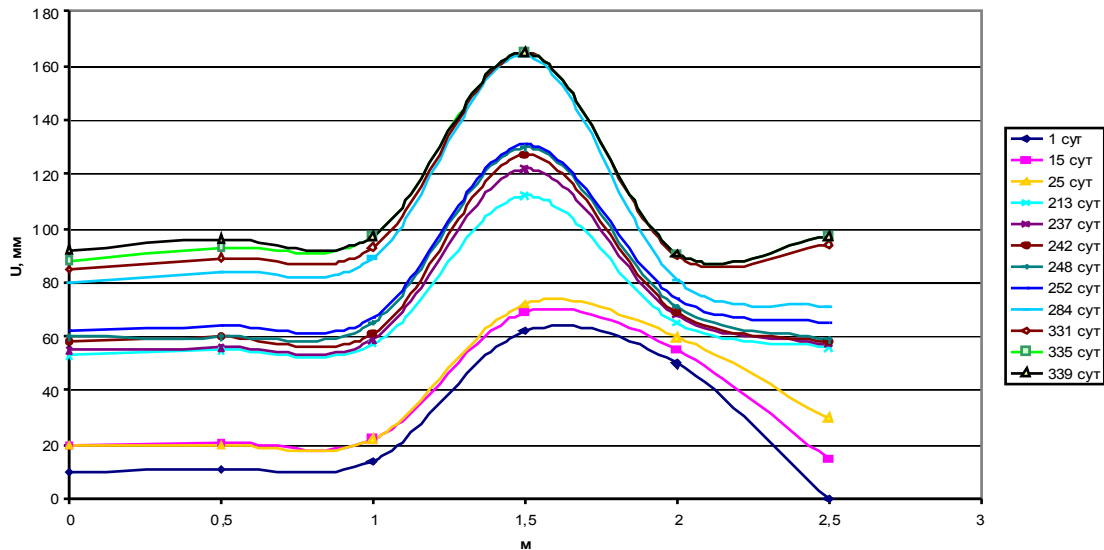


Рис.9. Графики смещений глубинных реперов в боках выработки на замерной станции №5



Рис.10. Характерные деформации боковых элементов крепи в выработке



Рис.11. Выдавливание верхней угольной пакки в месте крепления подхвата у стенки выработки

4. Наименьшие деформации пород кровли, в пределах формирующейся вокруг выработки зоны неупругих деформаций, за пределами заанкерванной толщи наблюдались на участках выработки с меньшими значениями коэффициентов разрыхления в боках.

5. Разрушение (запредельное деформирование) пород кровли происходит на участках скважины, расположенных на удалении не менее 1,8 м от контура выработки (разрушается не более 25% заанкерванной области пород).

6. Участок скважины, расположенный в пределах зоны анкерования смещается единым блоком, без существенного расслоения [3].

7. Зона наиболее интенсивных разрушений пород в кровле выработки находится на удалении 3,5 и более метров от контура и приурочена к месту межслоевого контакта.

8. В боках выработки зона деформирования пород, как правило, имеет четко выраженные области: зона приконтурного разрушения, зона отжима, в которой породы смещаются практически без расслоений и зона разрушений на глубине 2,0-2,5 м от контура.

9. Разрушения пород кровли в пределах зоны анкерования и непосредственно на контуре выработки, зафиксированы на участках выработки с интенсивными деформациями боковых вмещающих пород (боковые смещения превышают вертикальные в 4-5 раз и более), а также при нарушениях технологии работ (при превышении зазора между стенками скважины и стержнем анкера, что приводит к не полному проклеиванию анкера в шпуре), на участках с капелем воды из кровли и в зонах с повышенной трещиноватостью, обусловленной наличием не прогнозируемых мелкоамплитудных геологических нарушений.

В настоящее время продолжают наблюдения за смещениями пород в шестом северном конвейерном штреке пласта m_5^{1B} горизонта 450 м, обслуживающем действующую лаву и в проводимом шестом южном конвейерном штреке пласта m_5^{1B} горизонта 450 м.

Библиографический список

1. **Методические указания** по исследованию горного давления на угольных и сланцевых шахтах. – Л.: ВНИМИ. – 1973. – 102с.
2. **Черняк И.Л.** Повышение устойчивости подготовительных выработок. – М.: Недра, 1993. – 256с.
3. **Новиков А.О., Сахно И.Г.** Исследование особенностей деформирования породного массива, вмещающего выработку, закрепленную анкерной крепью //Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНГУ, 2007. – №1. – С.82-88.

©Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Шестопалов И.Н., 2008

УДК 622.42

ЛАПКО В.В., ЧЕРЕДНИКОВА О.Ю., (ДонНТУ)

РАЗРАБОТКА МЕТОДАМИ ЧАСТОТНОГО АНАЛИЗА АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ МОДЕЛЕЙ ЛОКАЛЬНЫХ ВЕТВЕЙ ШАХТНОЙ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ

На основе методов частотного анализа для реального спектра производственных возмущений разработаны приближенные аэродинамические модели локальных ветвей шахтной сети. Показано, что длинные ветви шахтной сети с достаточной для практики точностью могут быть аппроксимированы цепочечной схемой из коротких ветвей с сосредоточенными параметрами. Установлена зависимость между числом коротких ветвей приближенной модели с сосредоточенными параметрами и протяженностью локальной ветви сети. Разработанные приближенные аэродинамические модели локальных ветвей могут быть использованы для синтеза математической модели шахтной сети как объекта управления.

Введение

В произвольных переходных режимах состояние горных выработок шахтной вентиляционной сети как аэродинамического объекта описывается телеграфными уравнениями волновых движений в частных производных [1]. Однако, при относительно низком темпе переходных процессов эти уравнения могут быть сведены к более простой математической модели – к обыкновенным дифференциальным уравнениям [2]. Для количественной характеристики темпа переходных процессов в выработках удобно использовать соотношение длины ветви l и минимальной длины бегущей волны сжатия воздуха вдоль выработки при действии производственных возмущающих воздействий λ_{\min} ($\lambda_{\min} = aT_{\min}$, где $a \cong 340$ м/с – скорость звука в воздухе, T_{\min} – период верхней гармоники существенного спектра производственных возмущающих воздействий в шахтной сети). Для реальных шахтных условий период верхней гармоники возмущающих воздействий составляет примерно 12,5 секунд [2]. Поэтому минимальная длина бегущей волны сжатия воздуха вдоль выработки при реальных производственных возмущениях в шахтных выработках практически не превышает $\lambda_{\min} \cong 4250$ м. Для конкретной выработки сети этот темп возмущающих воздействий является либо низким, либо высоким, в зависимости от соотношения длины выработки (l) и минимальной длины бегущей волны сжатия воздуха в выработке (λ_{\min}). В шахтных условиях большая часть выработок меньше 600 м (90% всех выработок). В то же время, максимальная длина выработок может достигать 4000 м [2]. Следовательно, длина выработок реальной шахтной сети может быть как существенно меньше (в 7 и более раз), так и примерно равна длине бегущей волны сжатия воздуха вдоль выработки при реальных производственных возмущениях. Таким образом, в рабочей полосе частот возмущающих воздействий (примерно до 0,08 Гц) выработки шахтной сети по отношению к длине бегущей волны сжатия воздуха могут считаться как короткими ($l \ll \lambda_{\min}$), так и длинными ($l \approx \lambda_{\min}$) [3,4,5]. При этом аэродинамическая модель выработок должна воспроизводить тем более сложный характер бегущей волны сжатия воздуха при реальных производственных возмущающих воздействиях, чем больше геометрическая длина выработки по отношению к длине волны. В силу этого, для выработок шахтной сети различной протяженности должны использоваться различные (минимальные по сложности) математические модели.

До настоящего времени с учетом реальных производственных возмущений задача синтеза минимальных по сложности аэродинамических моделей не решена для все-

го типового ряда шахтных выработок. В данной работе на основе методов частотного анализа предлагается методика построения адекватных аэродинамических моделей с достаточной для практики точностью, описывающих переходные аэродинамические процессы в горных выработках шахтной сети с учетом реального темпа производственных аэродинамических возмущений.

1. Априорная разработка математической модели коротких выработок шахтной вентиляционной сети

Наиболее простыми дифференциальными уравнениями, связывающими давление и поток воздуха в выработках, описываются так называемые короткие выработки, в которых распределенностью параметров можно пренебречь. При этом для классификации выработок на короткие и длинные существует несколько практических подходов, не требующих решения телеграфных уравнений волновых движений.

Распространение аэродинамических воздействий вдоль любой выработки ограничено скоростью бегущей волны сжатия воздуха (скоростью звука) $a \approx 340$ м/с. В силу этого время затрачиваемое на то, чтобы в выработке (ветви шахтной вентиляционной сети) произошло изменение потока воздуха на ее конце (выходе выработки), в общем случае должно быть не менее $t_d = l/a$, где t_d – запаздывание сигнала на границе (конце) ветви.

Очевидно, что при достаточно малых t_d запаздыванием выходного сигнала в выработке можно пренебречь. Из физических соображений ясно, что для этого длительность изменения входных воздействий в выработке должна быть достаточно большой по отношению ко времени запаздывания выходного сигнала. Считается, что выработку можно считать короткой, если запаздывание сигнала на порядок меньше характерного времени нарастания (или спада) входных воздействий [3]. В этом случае входные и выходные сигналы в выработке являются практически синфазными. В качестве математической модели выработки в этих режимах допустимо использовать и широко применяются обыкновенные дифференциальные уравнения. Однако, понятие длительности входных воздействий для различных форм воздействий (линейной, экспоненциальной, синусоидальной) является недостаточно определенным и поэтому этот подход трудно использовать. Для оценки степени синфазности входных и выходных сигналов выработки (и определения таким образом граничной длины коротких выработок) вместо длительности изменения входного сигнала (возмущений) более широко используют частоту верхней гармоники спектра аэродинамических возмущений. Для гармонического воздействия установлено [6], что для шахтных выработок граничная длина короткой выработки (l_{lim}) составляет

$$l_{lim} \leq \lambda_{min} / 7, \quad (1)$$

где $\lambda_{min} = a T_{min} = a (2\pi) / \omega_{max}$; ω_{max} – круговая частота верхней гармоники спектра реальных гармонических сигналов.

Если сигналы не являются чисто гармоническими, этот подход также может быть использован. В этом случае для оценки верхней гармоники спектра существенных возмущений ω_{max} используют интеграл Фурье [6]

$$|S_Q(j\omega)| = \left| \int_0^{\infty} Q(t) e^{j\omega t} dt \right|, \quad (2)$$

где $|S_Q(j\omega)|$ – модуль спектральной плотности входного возмущающего воздействия в выработке по воздуху $Q(t)$, возникающего при $t = 0$ и отсутствующего при $t < 0$.

В соответствии с этим для наиболее типичных в шахтной вентиляционной сети апериодических аэродинамических возмущений по воздуху $Q(t)$ полоса существенных частот составит [6]:

$$|S_Q(j\omega)| = \left| \int_0^{\infty} Q(t) e^{-(\alpha-j\omega)t} dt \right| = \frac{1}{\sqrt{\alpha^2 + \omega^2}}, \quad (3)$$

где $\alpha = 1 / \tau_{\text{EXP}}$; τ_{exp} – постоянная времени экспоненциального возмущения по воздуху $Q(t)$.

В силу этого, если в этом выражении не учитывать частоты, мощность которых составляет меньше 5%, для апериодических возмущений верхняя граница спектра существенных частот составит [7]:

$$\omega_{\text{max}}^{\text{exp}} \approx 20 / \tau^{\text{exp}}. \quad (4)$$

В общем случае при известной границе существенных частот ω_{max} в соответствии с (1) выражение для критичной длины коротких выработок можно записать в виде

$$l_{\text{lim}} \leq \frac{2\pi a}{7\omega_{\text{max}}} \quad (5)$$

Как известно, для условий реальных шахт верхняя граница полосы существенных частот $\omega_{\text{MAX}} \approx 0.5$ рад/с [1]. Следовательно, согласно [6] в условиях реальных производственных возмущений в соответствии с (5) в качестве предельной длины ветви, в которой можно пренебречь распределенностью параметров, ориентировочно можно принимать выработку длиной

$$l_{\text{lim}} \approx 2\pi \cdot 340 / (7 \cdot 0,5) \approx 600 \text{ м}. \quad (6)$$

Отметим также, что в соответствии с (4), эти выработки (600м и меньше) могут рассматриваться как схемы с сосредоточенными параметрами, т.е короткими, также для непериодических экспоненциальных возмущающих воздействий с постоянной времени $\tau_{\text{EXP}} \geq 40$ с.

Используя частотные методы анализа динамики выработки определим адекватность полученных рекомендаций [6].

В качестве исследуемой модели короткой выработки выберем простой четырехполюсник, например, симметричный T – четырехполюсник с сосредоточенными акустическими и аэродинамическими параметрами (рис.1):

$$R = R_0 l; \quad L = L_0 l; \quad C = C_0 l; \quad g = g_0 l,$$

где $R_0 = \partial R / \partial x$, $L_0 = \partial L / \partial x = \rho / F$, $C_0 = \partial C / \partial x = F / (\rho a^2)$, $g_0 = \partial g / \partial x$ – соответственно удельные аэродинамическое сопротивление, инерционность, гибкость выработки и аэродинамическое сопротивление утечки; F – сечение выработки; ρ – плотность воздуха.

Изменения расхода и давления воздуха относительно установившихся значений соответственно на входе (Q_i, P_i) и выходе (Q_0, P_0) T – модели короткой выработки могут быть описаны (в матричной форме) в виде [8]:

$$P_i = A P_0 + B Q_0; \quad (7)$$

$$Q_i = E P_0 + D Q_0; \quad (8)$$

где $A = 1 + Z_1 / (2 Z_2)$; $B = Z_1 (1 + \frac{Z_1}{4 Z_2})$; $E = 1 / Z_2$; $D = A$; $Z_1 = (pL + R)l$ – продольное операторное аэродинамическое сопротивление короткой выработки; $Y_2 = (g + pC)$ – поперечная операторная проводимость короткой выработки; $Z_2 = 1 / Y_2$ – поперечное операторное аэродинамическое сопротивление схемы замещения короткой выработки; p – оператор Лапласа.

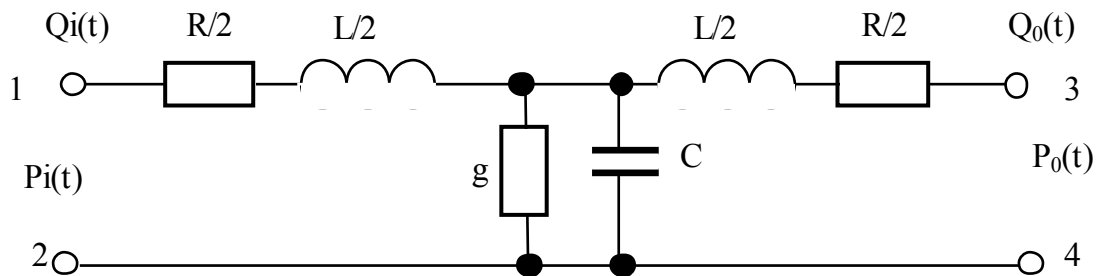


Рис. 1. Схема замещения короткой выработки T-четырёхполюсником

Кроме того [8], в силу обратимости построенной модели (рис. 1) для (7) и (8) справедливо соотношение

$$AD - BE = I \quad (9)$$

Если ввести для рассматриваемого T – четырёхполюсника вектор входных (X_i) и выходных (Y_o) переменных, уравнения (7), (8) и (9) окончательно могут быть записаны в форме:

$$X_i = M Y_o, \quad (10)$$

где $M = \begin{vmatrix} A & B \\ E & D \end{vmatrix}$ – матрица коэффициентов пропорциональности модели ветви;

$$X_i = |P_i \quad Q_i|; \quad (11)$$

$$Y_o = |P_o \quad Q_o|. \quad (12)$$

2. Априорная разработка математической модели длинных выработок шахтной вентиляционной сети

В выработках, длина которых $l > l_{lim} \cong 600$ м, при реальных производственных возмущениях ($\omega_{max} \approx 0,5c^{-1}$) запаздывание входного сигнала играет уже более существенную роль и в них необходимо учитывать распределенность аэродинамических процессов и волнообразный характер бегущей волны сжатия воздуха вдоль выработки. Для анализа точностных характеристик приближенных моделей этих выработок воспользуемся цепочечными схемами из коротких ветвей, соответствующих отдельным, рассмотренным выше четырёхполюсникам (рис. 2). В цепочечной модели каждая T-схема отображает определенный достаточно короткий отрезок длинной ветви, запаздывание сигнала в котором пренебрежимо мало. Априорно при исследованиях количество звеньев длинной ветви будем определять из условия $n > l / l_{lim}$.

При заданной длине ветви (l) и известной границе полосы существенных частот (ω_{MAX}) в соответствии с (5) полученное выражение можно записать в виде:

$$n \geq (7 l \omega_{\text{MAX}}) / (2 \pi a). \quad (13)$$

Для составления математической модели цепочечной схемы замещения (рис. 2) выработки рассмотрим уравнения состояния каждого ее звена.

Для первого звена цепочечной модели получим:

$$\frac{L}{2} \frac{dQ_1}{dt} = - \left(R_i + \frac{R}{2} \right) Q_1 + P - P_1; \quad (14)$$

$$\frac{dP_1}{dt} = - \frac{g}{C} P_1 + \frac{1}{C} (Q_1 - Q_2). \quad (15)$$

где L , g , C , R – соответственно индуктивность, проводимость утечки, акустическая гибкость и сопротивление одного звена (l_i) цепочечной модели длинной ветви ($L=L_0 l_i$, $g=g_0 l_i$, $C=C_0 l_i$, $R=R_0 l_i$). Динамика второго, третьего (и других средних) звеньев в ветви, очевидно, будут описываться системой уравнений:

$$L \frac{dQ_2}{dt} = -RQ_2 + (P_1 - P_2); \quad (16)$$

$$\frac{dP_2}{dt} = - \frac{g}{C} P_2 + \frac{1}{C} (Q_2 - Q_3); \quad (17)$$

$$L \frac{dQ_3}{dt} = -RQ_3 + (P_2 - P_3); \quad (18)$$

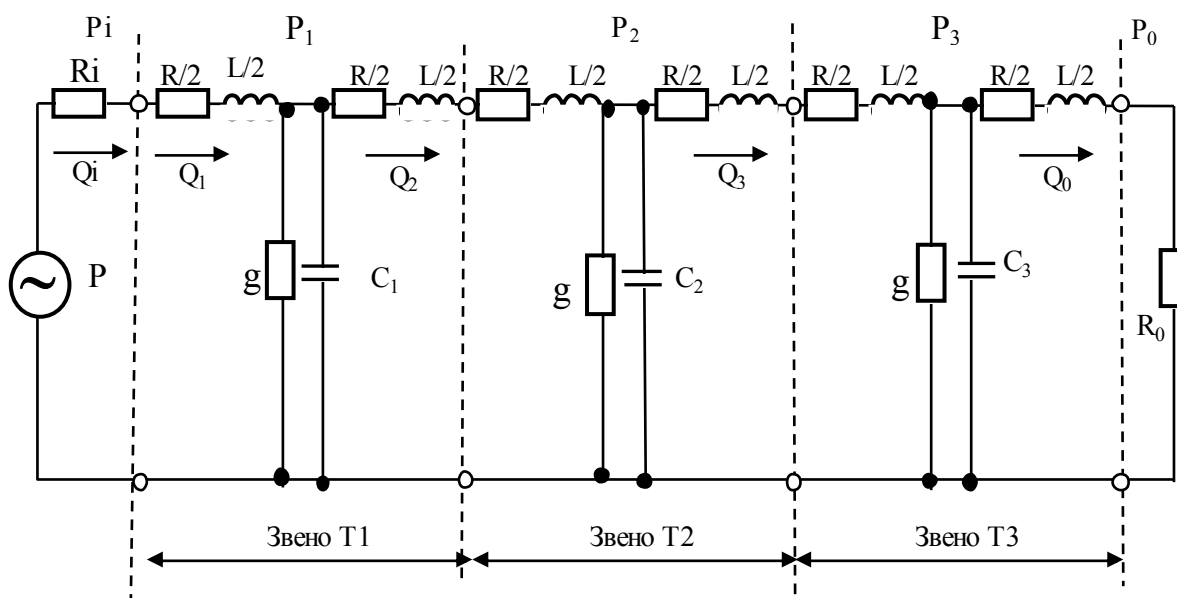


Рис. 2. Каскадная трехзвенная модель (3Т-модель) локальной ветви сети

$$\frac{dP_3}{dt} = - \frac{g}{C} P_3 + \frac{1}{C} (Q_3 - Q_0). \quad (19)$$

Поток воздуха в нагрузке R_0 (рис.2) образует дополнительную переменную состояния по расходу в цепочечной модели длинной ветви:

$$\frac{L}{2} \frac{dQ_0}{dt} = - \left(R_0 + \frac{R}{2} \right) Q_0 + P_3. \quad (20)$$

Давление на входе ветви (P_i) является функцией входного давления $P(t)$ (рис.2) и выражается алгебраическим уравнением:

$$P_i(t) = P(t) - R_i Q_1, \quad (21)$$

где R_i – эквивалентное сопротивление регулятора расхода (РР) управляемой выработки.

Выходной переменной цепочечной модели ветви является выходное давление $P_0(t)$, определяемое соотношением:

$$P_0(t) = R_0 Q_0(t). \quad (22)$$

Система уравнений (14) ÷ (22) цепочечной модели длинной ветви сети в матричной форме для рассматриваемого случая (три звена, 3Т-модель) может быть представлена в виде:

$$\dot{X}(t) = A_m X(t) + B_m P(t); \quad (23)$$

$$Y(t) = C_m X(t) + D_m P(t), \quad (24)$$

где $X(t) = |Q_1, Q_2, Q_3, Q_0, P_1, P_2, P_3|^T$ – вектор состояний цепочечной модели ветви; $Y(t) = |P_i, P_1, P_2, P_3, P_0, Q_1|^T$ – вектор выходных переменных цепочечной модели ветви; A_m, B_m, C_m, D_m – матрицы состояний и выходных переменных цепочечной модели схемы замещения ветви; T – символ транспонирования.

В общем случае для цепочечной схемы замещения с n звеньями вектор состояния X будет содержать $(2n + 1)$ элемент, а выходной вектор – $(n + 3)$ элемента: $X(t) = |Q_1, Q_2, Q_3, \dots, Q_n, Q_0, P_1, P_2, \dots, P_n|^T$; $Y(t) = |P_i, P_1, P_2, \dots, P_n, P_0, Q_1|^T$

3. Оценка точности априорных моделей шахтных выработок методами частотного анализа

Для уточненной оценки погрешности построенных приближенных моделей и разработки максимально простых приближенных цепочечных (минимальных по сложности) схем замещения длинных ветвей воспользуемся частотными методами [2]. При этом в качестве оригинала (образца) частотной характеристики используем характеристику «идеальной» модели ветви без потерь, согласованной по входу и выходу активным сопротивлением, равным волновому сопротивлению длинной ветви без потерь $Z_B(R=0) = \rho a/F$. Известно [8], что для такой ветви частотная характеристика выработки эквивалентна амплитудно-частотной и фазо-частотной характеристике (АЧХ и ФЧХ) активного сопротивления, равного волновому сопротивлению Z_B . Полоса пропускания по входу такой согласованной выработки без потерь является неограниченной и сдвиг по фазе на входе ветви для всех частот входного сигнала равен нулю [8]. Очевидно, что при ограниченном количестве звеньев в цепочечной модели ветви без потерь, АЧХ и ФЧХ такой приближенной модели будут воспроизводить расчетную характеристику только в ограниченном диапазоне частот. Цепочечную модель с минимальным количеством звеньев модели длинной ветви сети, воспроизводящую расчетную характеристику для реальных производственных возмущений ($\omega_{MAX} \leq 0.5 \text{ рад/с}$), будем считать искомой моделью ветви с распределенными параметрами, отражающей в полной мере динамические свойства ветви.

На рис.3 показаны экспериментальные частотные характеристики для некоторых типовых ветвей сети. При исследованиях для ветвей принимались близкие к средним

удельные аэродинамические и акустические параметры: $F=6\text{м}^2$, $L_0=0.2 \text{ Нс}^2/\text{м}^6$, $C_0=0.432 \cdot 10^{-4} \text{ м}^4/\text{Н}$, $Z_B \approx \sqrt{L_0/C_0} = 68 \text{ Нс}^2/\text{м}^6$.

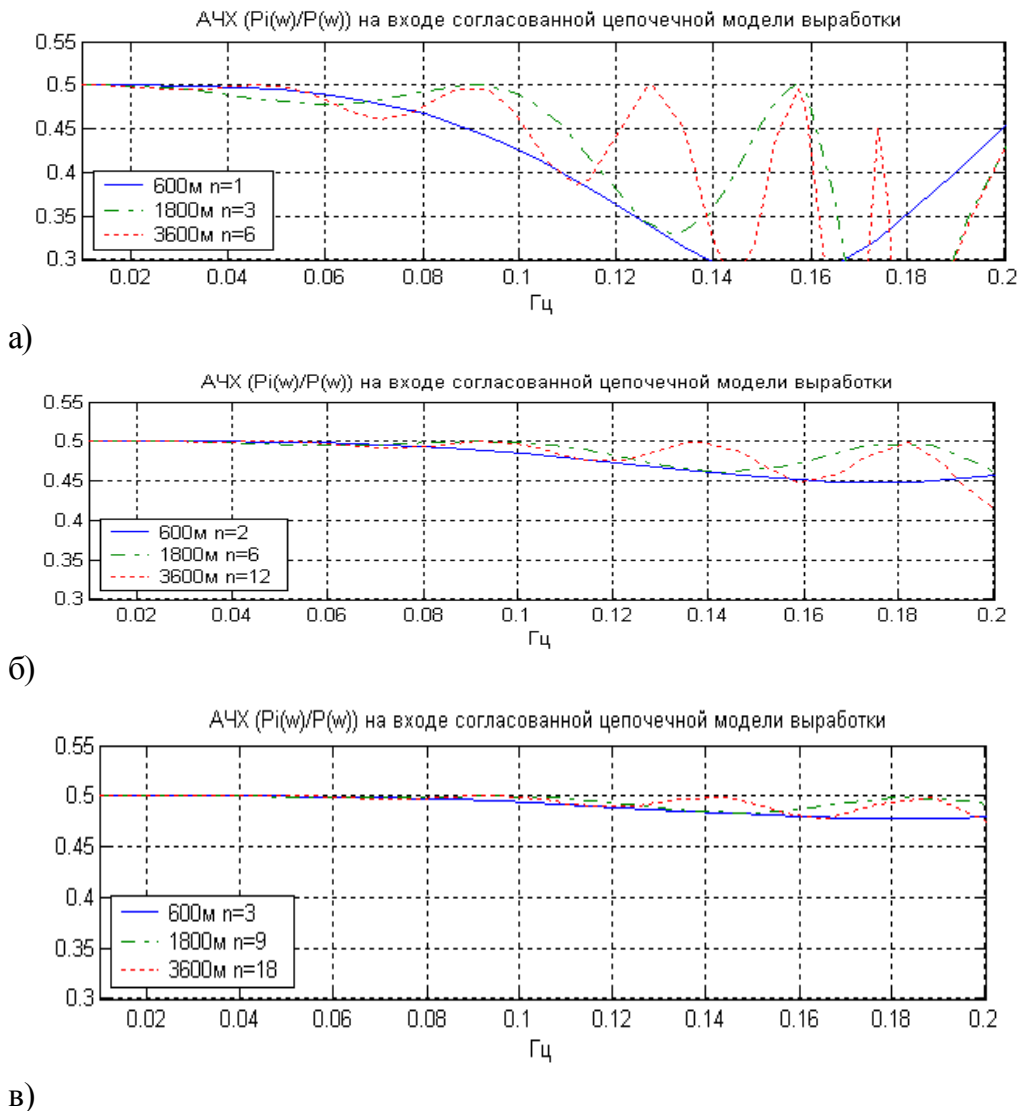


Рис. 3. АЧХ приближенных моделей шахтных ветвей при $l_{\text{lim}}=600\text{м}$ (а), 300м (б) и 200м (в).

Полученные результаты достаточно хорошо коррелируются с известными (расчетными) оценками динамически коротких и длинных ветвей для реальных производственных возмущений в шахтной сети [6]. Из машинных экспериментов следует, что одним четырехполосником достаточно хорошо аппроксимируются частотные свойства выработок длиной до 600м . Погрешность модели при этом не превышает 6% и во всем диапазоне рабочих частот (от 0 до $0,08 \text{ Гц}$) АЧХ приближенной модели качественно не отличается от расчетной зависимости. Однако, при аппроксимации длинных выработок короткими ветвями длиной 600м АЧХ цепочечной модели выработки в качественном отношении существенно отличаются от расчетной зависимости $P_i(\omega) / P(\omega) = 0.5$ (рис. 3,а). В рабочем диапазоне частот в цепочечной модели возникают резонансные явления для выработки длиной 1800м (из трех коротких ветвей длиной 600м) на частоте 0.06Гц , а для выработки длиной 3600м (из шести коротких ветвей длиной 600м) на

частоте 0.04 Гц. Значительно лучшими характеристиками обладают цепочечные модели из коротких ветвей длиной 300м (рис. 3,б). В этом случае в цепочечных моделях длинных выработок резонансные явления возникают при частоте ≈ 0.1 Гц, т.е. за пределами рабочей области частот. При аппроксимации длинных выработок короткими ветвями длиной 200м (рис. 3,в) в рабочем диапазоне частот АЧХ модели практически точно воспроизводит расчетную характеристику, а возникновение резонансных явлений отодвигается достаточно далеко от граничной рабочей частоты 0.08 Гц (до частоты ≈ 0.12 Гц).

Заключение

На основании методов частотного анализа в работе предложен оригинальный подход к разработке приближенных аэродинамических моделей локальных ветвей шахтной вентиляционной сети. Для оценки точности приближенных аэродинамических моделей локальных ветвей сети использовались частотные характеристики согласованной по входу и выходу выработки без потерь, вид которых хорошо известен и теоретически доказан для любого спектра аэродинамических возмущений. Приближенные модели выработки строились из конечной цепи коротких участков, каждый из которых аппроксимировал достаточно малый конечный элемент выработки. Адекватность приближенной цепочечной модели выработки из определенного количества коротких участков определялась сравнением реальной и теоретически известной частотных характеристик согласованной по входу и выходу выработки. Для реального спектра производственных возмущений шахтной сети показано, что 90% всех ветвей шахтной сети (длиной до 600м) с достаточной для практики точностью может быть аппроксимировано одним коротким участком с сосредоточенными акустическими и аэродинамическими параметрами. Установлена зависимость порядка приближенной цепочечной модели ветви от ее протяженности для нетипичных длинных ветвей шахтной сети. Показано, что длина коротких участков цепочечной модели длинных выработок не должна превышать 300м. Построенные модели выработок могут быть использованы при разработке аэродинамической модели шахтной сети как объекта управления.

Библиографический список

1. **П.Н. Ермолаев и др.** Частотные свойства шахтной вентиляционной сети как объекта автоматического регулирования /– В кн. : Автоматическое управление в горном деле. – Новосибирск: Б. И., 1971, с.16– 23.
2. **Петров Н.Н., Ермолаев П.Н., Пономарев П.Т.** Электронная модель системы автоматического управления проветривания шахт. В кн.: Автоматическое управление в горном деле. Новосибирск: Б.И., 1971, с.89– 93.
3. **Угрюмов Е.П.** Цифровая схемотехника. Санкт-Петербург, 2000. – 517с.
4. **Уэйкерли Дж.** Проектирование цифровых устройств, том 2. – М.: Постмаркет, 2002.- 1064с.
5. **Berstein Н.** Handbuch der praktischen Elektronik. Band 2. – Fransis' Verlag – 2003. – 567с
6. **Гоноровский И.С.** Радиотехнические цепи и сигналы. – М.: Советское радио, 1963. – 684с.
7. **Воронов А.А.** Основы теории автоматического управления. Часть 2. Специальные линейные и нелинейные системы автоматического регулирования одной величины. – М.: Энергия, 1966. – 325с.
8. **Атабеков Г.И.** Теоретические основы электротехники, часть 1. – М.: Энергия, 1964. – 31с.

©Лапко В.В., Чередникова О.Ю., 2008

УДК 622.831

ГОНЧАРОВ А.Д. (ГП «Артемуголь»), ПОДКОПАЕВ С.В., ПОТАПОВ В.Г.,
МИХАЙЛОВ А.Н., АЛЕКСАНДРОВ С.С. (ДонНТУ)

К ВОПРОСУ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД МЕЖДУПЛАСТЬЯ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КРУТЫХ ВЫБРОСОПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ*

В статье предложена оценка определения склонности пород междупластья к обрушениям и сползаниям по длине лавы крутого выбросоопасного пласта на современных глубинах разработки для снижения травматизма от рассматриваемых явлений.

Проблема и ее связь с практическими задачами. В настоящее время работа шахт Центрального района Донбасса характеризуется низкими технико-экономическими показателями, прежде всего, из-за сложности разработки месторождения. В нем представлено все многообразие горно-геологических условий крутых пластов. Угольные пласты характеризуются значительными колебаниями мощности, залегают свитами и, в 60% случаев расстояние между пластами не превышает 50м. Около 68% подготовительных выработок проводится по неустойчивым и средней устойчивости породам. Серьезную опасность представляют обрушения пород междупластья, что приводит к разрушению выработок и травматизму рабочих. В течение почти столетия при разработке угольных месторождений с крутым залеганием пластов применяется этажный способ подготовки шахтных полей с отработкой этажей в нисходящем порядке. При таком порядке отработки, кроме специфики, обусловливаемой углами падения пластов и вытекающими из этого последствиями в их поведении, положение усугубляется еще и большим количеством пластов, склонных к выбросам угля, газа и пластов, с самовозгорающимися углями.

Анализ основных исследований и публикаций. Опыт работы шахт Центрального района Донбасса показывает, что с ростом глубины горных работ начинает проявляться такой природный фактор, как расслоения пород междупластья. Изучение процессов сдвижения и деформаций пород показало, что при отработке крутых угольных пластов в таких условиях происходит образование характерных зон сдвижения, а с увеличением угла падения появляется тенденция к сдвигу породных слоев по напластованию. В зависимости от горно-геологических условий зона расслоения боковых пород составляет в кровле и почве выработок по нормали к напластованию 4-8 м [1].

Общеизвестно, что породы междупластья представляют собой чередующиеся слои как угольных пластов и прослоев, так и самых различных пород. Отличительная особенность такого массива заключается в том, что во всех случаях контакт между слоями представлен глинистыми разностями. Очевидно, в зонах разгрузки, глинистые породы, увеличиваясь в объеме во времени, отрывают слои более прочных пород и формируют условия обрушения и сползания.

Ранее проведенными исследованиями установлено, что для формирования условий сползания пород почвы угольных пластов обязательным является наличие слабого слоя внутри пород непосредственной почвы. Сползанию, связанному с отрывом некоторой толщи от остального массива предшествует их расслоение. Мощность сползающего слоя может изменяться от 0,5 до 2,5 м [1]. Последнее приводит к потере несущей способности крепи как в очистном забое, так и выработанном пространстве и, как след-

* Работа выполняется под научно-методическим руководством докт.техн.наук, проф. В.И. Николина (ДонНТУ)

ствие этого – к возможному завалу не только очистного забоя, но и некоторой части откаточного штрека.

Применяемые в настоящее время способы охраны пластовых откаточных штреков различного рода конструкциями из дерева не обеспечивают удовлетворительного состояния поддерживаемых горных выработок, что требует проведения большого объема ремонтных работ, которые не поддаются механизации. Однако правильное представление о характере развития сдвижения расслаивающейся толщи междупластья способствует не только разработке эффективных мероприятий по сохранению устойчивости горных выработок, их рациональному расположению в осадочном (угленосном) массиве, но и снижению травматизма не только при проведении, но и при перекреплении штреков. Исходя из этого, целью настоящей статьи является оценка склонности пород междупластья к обрушениям и сползаниям по длине лавы крутого выбороопасного пласта на современных глубинах разработки, для снижения травматизма от рассматриваемых опасностей.

Изложение основного материала. Для достижения поставленной цели рассмотрим схему образования характерных зон при разработке крутого пласта [2]. Ранее было установлено, что под действием сил гравитации расслоившиеся породы кровли верхней части лавы смещаются вниз и способствуют сокращению площади обрушения непосредственной кровли на величину подбученной части выработанного пространства.

Считаем, что в верхней части лавы находится зона деформированных пород. На некотором расстоянии h от линии вентиляционного штрека выделим элементарный треугольник ABC (рис. 1). Обозначим через σ_1 , σ_2 , σ_n давление, действующее на грани рассматриваемого элементарного треугольника. Составим уравнение сил, действующих на элементарный треугольник и после соответствующих преобразований учитывая, что $\sigma_1 = \gamma h$, где γ – удельный вес пород (н/м³), а φ и Q соответственно угол внутреннего трения пород и пространственный угол (град.) получим

$$\sigma_2 = \gamma h (1 + \operatorname{tg} Q / \operatorname{ctg} (Q - \varphi)).$$

Подставив данные в полученное выражение, построим эпюру давления на почву разрабатываемого пласта (рис. 1).

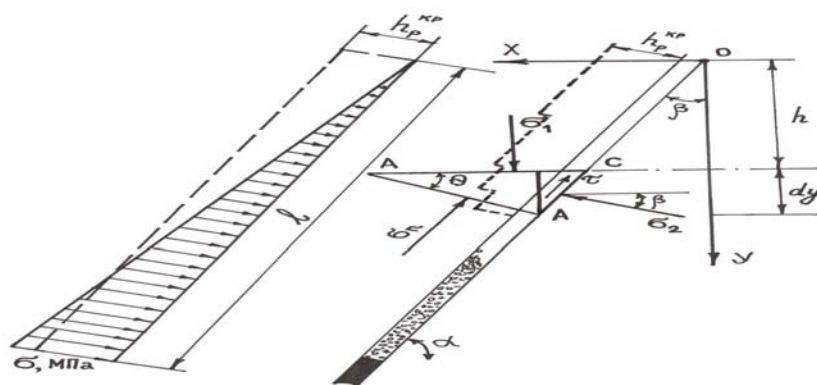


Рис.1. Схема к определению устойчивости боковых пород и эпюры давления: $h_{кр}^{кр}$ – расслоившиеся породы кровли, m ; β – пространственный угол, град.; dy – элементарный участок dy на расстоянии h , м.

Из этой эпюры видно, что максимальное давление почва испытывает в нижней части лавы. Давление в этом месте создается за счет обрушенных пород верхней части лавы и расслоившихся пород кровли. Можно предположить, что в некоторых случаях и до определенного времени, создавшаяся ситуация способствует сохранению устойчивости пластовых выработок. Контактирующие между собой породные блоки создают над выработкой эффект арочной формы, обеспечивающий увеличение сжимающих напряжений в плоскости напластования, что и способствует некоторому сохранению сплошности подработанной толщи [3].

Исходя из приведенной схемы, представим породы почвы в виде балки, защемленной одним концом. Другой конец свободный и опирается на породы основной почвы. Длина балки (l_6 , м) соответствует 2/3 длины лавы.

Предположим, что балка подвержена действию сплошной равномерной нагрузки со стороны пород основной почвы (рис. 2).

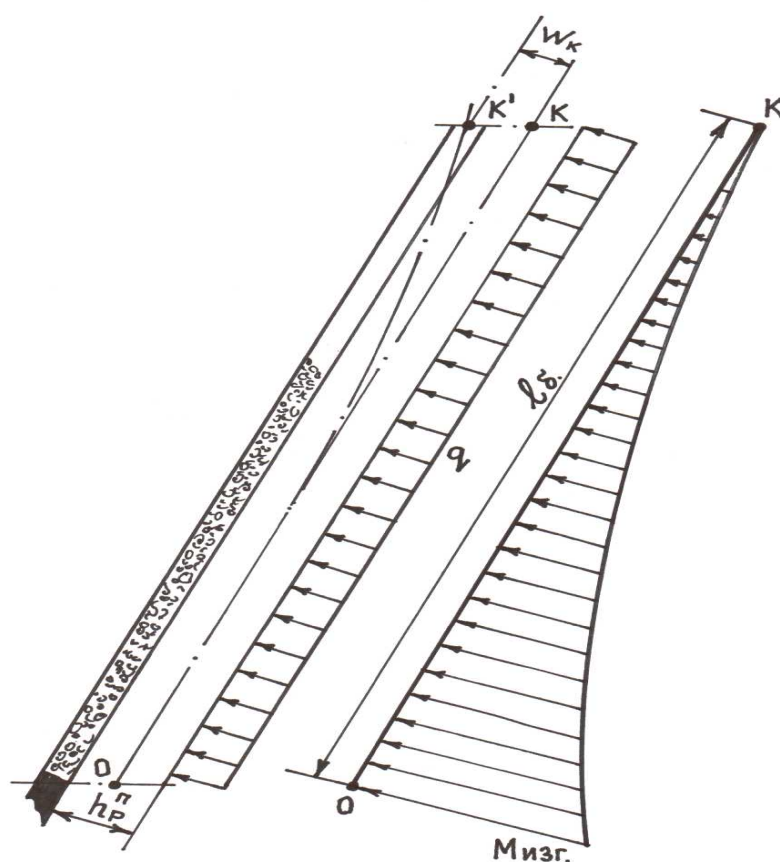


Рис. 2. Схема к определению максимального прогиба пород почвы k – эпюра изгибающего момента: w_k – максимальный прогиб, м; h_p – расслоившиеся породы почвы, м.

Используя основные положения теории сопротивления материалов [4], с учетом значений равномерно распределенной нагрузки (q , н/м), модуля упругости пород почвы

(E , н/м²), момента инерции сечения балки (J , м⁴), а так же максимального прогиба в точке K , построим эпюру изгибающих моментов (рис. 2)

Из эпюры видно, что балка работает на изгиб и в нижней ее части происходит сжатие главной оси, т. е. имеет место концентрация напряжений. Установлено [5, 6], что осадочные горные породы имеют ограниченную прочность, а в местах концентрации напряжений в них может проявиться пластическое течение или начаться разрушение. При таком положении в любом сечении балки имеют место как нормальные так и касательные напряжения, приводящие соответственно к изгибающему моменту. При соблюдении условия, когда расчетные изгибающие напряжения больше допустимых напряжений, в любой точке сечения балки может произойти разрушение. Очевидно, с точки зрения потери несущей способности балки и при соблюдении последнего условия, наиболее опасной считается ее нижняя часть, нарушение равновесного состояния в которой может привести к значительным разломам.

Таким образом, в реальных условиях разработки крутых пластов, когда имеет место травматизм от обрушений пород междупластья, нисходящий порядок отработки этажей обуславливает различную склонность пород к обрушениям и сползаниям по длине лавы. Участки угольных пластов в верхней части этажа, примыкающие к выработанному пространству вышележащего горизонта считаются расслоившимися и разрушенными. Поэтому обрушение пород кровли начинается с наиболее деформированной ее части – верхней. Для пород почвы наиболее опасной считается нижняя часть лавы в которой, по мере выемки угля расслоение способствует не только изгибу породных слоев, но и концентрации напряжений в окрестности пластового откаточного штрака. Такое положение приводит к разрушению и разломам пород почвы и, как следствие этого, к сползаниям. Одновременно имевшее место расслоение пород в верхней части лав делает более вероятным и обрушивание пород почвы пластов под действием гравитационных сил.

Вывод. Совершенно очевидным является вывод, что различие непосредственных причин травматизма от обрушений и сползания пород междупластья обязательно требует и применения различных способов их предотвращения, в том числе и после над- и подработки угольных пластов.

Список литературы:

1. Селезень А. Л., Томасов А. Г. Андрушко В. Ф. Поддержание подготовительных выработок при разработке крутых пластов. М.: Недра, 1977. – 205 с.
2. Жуков В. Е. Теоретические и экспериментальные предпосылки технологического прорыва при разработке крутых пластов // Уголь Украины – 1998. – №5. – с. 3-6.
3. Подкопаев С. В. Особенности отработки крутых угольных пластов // Уголь Украины. – 1997. - №10. – с. 18-20.
4. Снитко Н. К. Сопротивление материалов. – Л.: Изд-во ЛГУ, 1975. – 368 с.
5. Баклашов И. В. Деформируемость и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988. – 271 с.
6. Рупнейт К. В., Либерман Ю. М. Введение в механику горных пород. – М.: Углетехиздат, 1960. – 296 с.

©Гончаров А.Д., Подкопаев С.В., Потапов В.Г., Михайлов А.Н., Александров С.С., 2008

УДК 622.831.1: 519.216

ШАШЕНКО А.Н., СОЛОДЯНКИН А.В., КОРОЛЬ В.И., ПУСТОВОЙТЕНКО В.П. (Национальный горный университет)

ПРОГНОЗ СИЛОВЫХ И СТРУКТУРНЫХ НЕОДНОРОДНОСТЕЙ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ МЕТОДОМ АКУСТИЧЕСКОГО ЗОНДИРОВАНИЯ

Приведен анализ неоднородностей породного массива с позиций моделирования их с помощью акустического метода. Рассмотрены возможные физические модели отражения колебаний и их регистрации в выработке. Обоснован алгоритм моделирования структурных и силовых неоднородностей блока оперативного акустического контроля системы геомеханического мониторинга.

Введение

Безопасная и эффективная эксплуатация горнодобывающего предприятия в современных условиях возможна только при детальном изучении объекта и постоянной обработке и анализе большого объема оперативной информации о напряженно-деформированном состоянии (НДС) породного массива, параметрах технологических процессов, данных о развитии работ и т.д. Выполнение перечисленных задач возможно только с использованием автоматизированных систем на основе современной компьютерной техники и соответствующего программно-аппаратного обеспечения.

Характеристика объекта исследований и оценка возможности моделирования неоднородностей различного уровня

Горные породы по условиям их образования и залегания являются гетерогенными. Они содержат структурные неоднородности различных уровней. В зависимости от характерного размера неоднородности для изучения внутренней структуры породного массива требуются различные подходы.

Очень удобно, по разным соображениям, принять в качестве инструмента исследования акустические колебания, имеющие диапазон длин волн, сопоставимый с размером определенного класса неоднородностей [1].

С целью создания локальной системы оперативного контроля, диагностики и прогноза состояния породного массива со случайно распределенными силовыми и структурными дефектами при образовании в нем искусственных полостей (выработок) в общем случае можно выделить три основных типа внутренних неоднородностей в соответствии с их характеристическими размерами.

Микронеоднородной является среда, в которой существуют регулярные структурные организации, представляющие собой равномерную решетку мощного сорбента (угля), с упакованными в ней молекулами газа, либо аналогичные структуры данного уровня. Размер указанных неоднородностей значительно ниже длины акустической волны. В этой связи, исследование их акустическими методами не представляется возможным.

На мезоуровне речь идет о микрослоистых структурах – угольный пласт, вмещающие породы, а также случаи плавного изменения физико-механических свойств породы вдоль некоторого направления. Здесь также имеют место заметные статистические изменения основных характеристик в составляющих структуры. Линейные размеры неоднородностей этого уровня соответствуют диапазону длин волн акустических колебаний. Поэтому информация, получаемая путем анализа сигналов в этом диапазоне волн, позволяет производить исследования подобного типа неоднородностей.

К неоднородностям мезоуровня можно отнести также и силовые неоднородности, например, опорное давление - эксплуатационное, связанное с перемещающимся в пространстве забоем очистной выработки, и стационарное, располагающееся у неподвижной границы очистной выработки. Техногенными «источниками» силовых неоднородностей являются также протяженные выработки, камеры, целики и другие возможные объекты, приводящие к возмущению поля напряжений в породном массиве.

К макронеоднородностям относятся внутренние несовершенства, обладающие размерами, сопоставимыми с линейными размерами самого углепородного массива, которые возникли вследствие крупномасштабных тектонических процессов - сбросы, надвиги и т.п. К ним также относится слоистая структура, вызванная естественными процессами образования земной коры. Физико-механические характеристики слагающих слоев существенно различаются между собой. Исследованием этого типа неоднородностей занимается раздел геофизики, основанный на анализе упругих сейсмических колебаний с достаточно большой длиной волны.

Как горный массив в целом, так и его структурные составляющие, обладают ярко выраженной анизотропией. Степень анизотропности среды существенно различается на каждом из рассмотренных выше уровней и определенным образом влияет на поведение породных обнажений. Например, при приближении выработки к зоне влияния геологического нарушения (анизотропия макроуровня) могут возникать нелинейные эффекты, сказывающиеся на пространственном распределении напряжений. Анизотропия мезоуровня должна рассматриваться отдельно для каждого слагающего слоя, поскольку каждый из них может обладать собственной анизотропией, существенно отличающейся от свойств прилегающих слоев.

Проблема добычи полезных ископаемых при наличии возрастающего с глубиной горного давления, в конечном счете, подразумевает необходимость постоянного контроля за состоянием породного массива в окрестности выработки. При существующих глубинах разработки месторождений полезных ископаемых определяющей напряженно-деформированного состояния массива является глубина. Однако, на основную картину формирования НДС, накладываются возмущающие факторы, связанные с естественной гетерогенностью и анизотропией среды. Круг перечисленных факторов расширяется учетом техногенной деятельности при создании искусственных полостей, последовательным их развитием в ходе добычи полезного ископаемого.

Для исследования состояния массива следует рассмотреть распространение в нем акустических колебаний путем последовательного учета вышеперечисленных факторов.

Таким образом, **целью работы** является обоснование функционально необходимого для системы геомеханического мониторинга алгоритма моделирования неоднородностей сложноструктурного породного массива.

Теоретические предпосылки и обоснование схемы моделирования структурных и силовых неоднородностей

При отсутствии предварительных напряжений в среде, вид волнового уравнения описывается формулой:

$$\nabla^2 u - \frac{1}{c^2} \ddot{u} = \gamma(\mathbf{r}, t), \quad \mathbf{r} \in \Omega, \quad (1)$$

с граничными условиями, определяющими функцию смещения и ее нормальную производную на различных участках границы:

$$\begin{aligned}
 u(\mathbf{r}, t) &= \tilde{u}(\mathbf{r}, t), \quad \mathbf{r} \in \Gamma_1; \\
 q(\mathbf{r}, t) &= \frac{\partial u}{\partial n} = \tilde{q}(\mathbf{r}, t), \quad \mathbf{r} \in \Gamma_2; \\
 \Gamma_1 \cup \Gamma_2 &= \Gamma, \quad \Gamma_1 \cap \Gamma_2 = 0.
 \end{aligned}
 \tag{2}$$

Здесь $\nabla^2 = \sum_{n=1}^N \partial/\partial x_n$, $N = 1, 2, 3$ - дифференциальный оператор Лапласа для одномерного, двумерного и трехмерного случаев, c - скорость звука в среде, $\gamma(\mathbf{r}, t)$ - заданная функция источника. Функции $\tilde{u}(\mathbf{r}, t)$ и $\tilde{q}(\mathbf{r}, t)$ являются заданными условиями на границе $\Gamma = \Gamma_1 \cup \Gamma_2$. Производная $\partial u/\partial n$ есть скорость вдоль внешней нормали к границе.

При наличии исходных напряжений в массиве вид волнового уравнения значительно усложняется.

При постановке и решении задачи об изучении структурных и силовых параметров среды в пределах одного слоя к наиболее показательной характеристике материала относят затухание проходящего через него сигнала. Эта характеристика в первую очередь отражает уровень диссипативных потерь. Простота технической реализации измерения затухания обусловила имеющийся на сегодняшний день парк измерительных средств.

На основании [2] можно заключить, что затухание акустических волн в горных породах возникает вследствие рассеяния и дифракции их на структурных неоднородностях породы и вследствие прохождения через зоны концентраций напряжений, которые всегда имеют место в реальных породах. По сути дела речь идет о значительном понижении энергии колебаний в процессе их распространения. Наблюдаемое χ_Σ , (оно же регистрируемое χ_{ann} в условиях конкретной горной выработки) затухание акустических сигналов, распространяющихся в пределах одного – двух слоев, представимо в виде следующих составляющих:

$$\chi_\Sigma = \chi_{ann} = \chi_{HDC} + \chi_{1,2},
 \tag{3}$$

где χ_{HDC} определяется уровнем имеющихся напряжений, в том числе зон их концентрации, $\chi_{1,2}$ отражает уровень диссипативных потерь на неоднородностях макро- и мезоуровня.

Таким образом, ясно, что к решению задачи о затухании акустических колебаний в породном массиве, вызванных одновременным наличием в нем структурных и силовых неоднородностей, необходим поэтапный подход. Первый его этап следует начинать с определения НДС в окрестности обнажения, проведенного в массиве и анализа простейших случаев затухания сигналов в средах с различными свойствами.

Для учета факторов, которые оказывают влияние на характеристики распространения упругих колебаний в породном массиве, последовательно рассмотрен ряд физических моделей, поясняющих условия отражения этих колебаний и возможности их регистрации в пределах реальной выработки.

Схема определения координат отражающей поверхности по измеряемым характеристикам принимаемого сигнала составляет классическую задачу локации. Для плоской системы координат в описание местоположения точки на поверхности относительно точки приема входят два значения – величина радиус-вектора r и азимутального угла α (рис. 1).

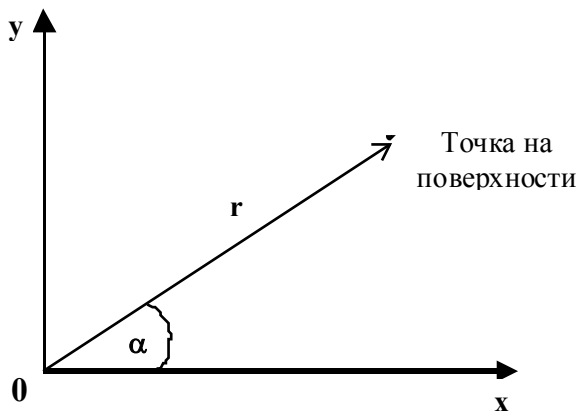


Рис. 1. Описание местоположения точки на поверхности относительно точки приема

торов, присутствующих в горной выработке в процессе добычи полезных ископаемых, и подвигание самой выработки не позволяет использовать указанную методику. Тем не менее, определение угла φ может быть осуществлено путем измерения принятого сигнала в двух точках приема с привлечением обычных геометрических зависимостей. Последовательность определения параметров r и φ состоит в измерении времени прохождения сигналов t_1 и t_2 и вычисления: по времени t_1 и известному расстоянию между приемниками L - скорости распространения волн в среде $C = \frac{L}{t_1}$; расстояния

$2r = Ct_2$; расстояния $l = C(t_3 - t_2)$ с последующим определением угла φ .

Введением дополнительных приемников 2, 3, ... n можно повысить точность измерения r и α . При этом местоположение источника излучения оказывается несущественным. Единственно, накладываемым требованием является излучение генератором сигнала в виде дельта-функции и точная синхронизация приемников.

Переход от плоской задачи к объемной, осуществляется путем добавления к двум приемникам третьего, вынесенного из плоскости XU (рис. 2).

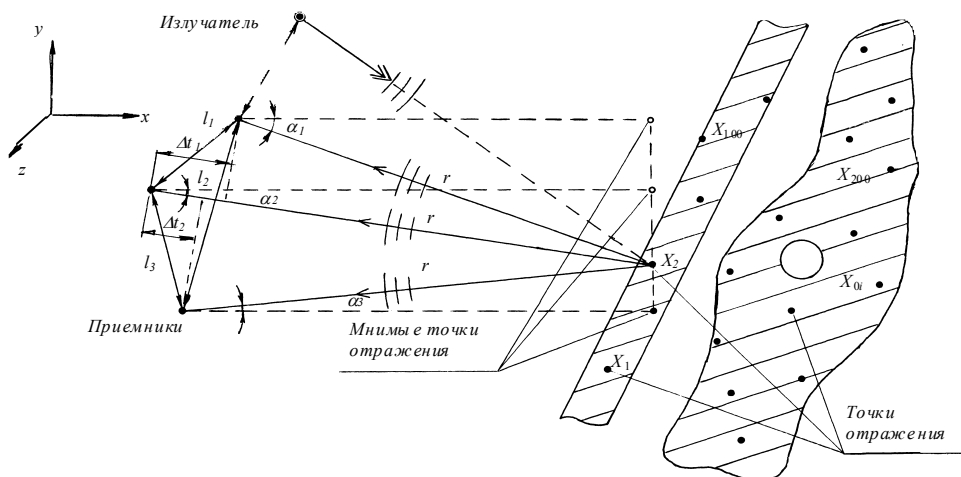


Рис. 2. Описание объемных координат местоположения точек на отражающей поверхности относительно разнесенных в пространстве точек приема

Последовательность определения r и φ остается такой же, однако возрастает количество промежуточных измеряемых параметров $\Delta t_1 \dots \Delta t_n$, $\alpha_1 \dots \alpha_n$, поскольку для вы-

числения истинных значений $\alpha_1 \dots \alpha_n$ необходимо выполнять промежуточные вычисления расстояний (кратчайших) до мнимых отражателей. Увеличение точек приема повышает точность измерений и одновременно увеличивает количество промежуточных вычислений. Измеряемые параметры образуют матрицы для Δt , φ , C при известных значениях l_1, l_2, \dots, l_n :

$$\Delta t_1 = \begin{vmatrix} \Delta t_{12} & \Delta t_{13} \\ \Delta t_{23} & \Delta t_{34} \\ - & - \end{vmatrix}; \quad \alpha_{x,y,z} = \begin{vmatrix} \alpha_{1x} & \alpha_{1y} & \alpha_{1z} \\ \alpha_{2x} & \alpha_{2y} & \alpha_{2z} \\ - & - & - \end{vmatrix};$$

$$C = \begin{vmatrix} C_{12} & C_{13} \\ C_{23} & C_{34} \\ - & - \end{vmatrix}; \quad r_{x,y,z} = \begin{vmatrix} r_{1x} & r_{2y} \\ r_{3x} & r_{4y} \\ - & - \end{vmatrix}$$

Для наблюдения за следующей точкой отражения, находящейся на некотором удалении от первой, достаточно внести известную поправку к Δt при неизменности матрицы определения C и рассчитать новые значения $\alpha_{x,y,z}$ и r . Пошаговое изменение временного интервала наблюдения (Δt), достаточно просто выполняемое современным компьютерным обеспечением позволит восстановить пространственное распределение точек отражения на границе раздела сред, т.е. определить образ структурного нарушения в массиве. Показанная схема определения пространственной точки отражения, по сути, относится к устройству время-импульсного типа. Исходное требование к наличию специального источника, который должен генерировать сигнал специальной формы и синхронизировать приемники информации, в реальных условиях оказывается невыполнимым.

Анализ реальной обстановки, в которой проводится горная выработка, в том числе и ведение очистных работ, показывает, что:

- помеховая акустическая обстановка в массиве при постоянном технологическом воздействии на него не позволяет уверенно регистрировать искусственно генерированные слабые сигналы специального источника;
- установка специального генератора колебаний при постоянном подвигании выработки создаст трудности, которые негативным образом повлияют на технологию проведения основных (добычных) работ;
- специальные требования по энергообеспечению специального источника сигнала, его взрывозащищенности и т.д. будут снижать общий уровень техники безопасности.

Таким образом, показанная время-импульсная схема локации неоднородностей в горном массиве оказывается нецелесообразной.

Другим подходом к решению задачи моделирования структурных и силовых неоднородностей массива с помощью анализа акустических колебаний может быть метод, в основе которого в качестве источника колебаний используется шум от работы самих добычных или других механизмов в шахте.

Сложность анализа такого сигнала с учетом вышесказанного состоит в том, что с одной стороны излучаемая функция остается неизвестной и случайным образом изменяемой во времени, с другой стороны – исключается возможность точной синхронизации приемников информации. В такой постановке вопроса следует изыскивать дополнительные факторы, которыми можно воспользоваться для создания опорных точек отсчета измеряемых параметров. К таким, в первую очередь, можно отнести известное местоположение приемных датчиков. Кроме того, местоположение источника сигнала

(при работе комбайна или отбойного молотка) также известно или меняется известным образом.

В данной постановке эта задача в значительной степени похожа на предыдущую, однако при этом отсутствует возможность определения исходных параметров C, t, α за счет синхронизации приемников генераторов колебаний. Такая возможность появится, если в общей структуре шума распознать и тот же сигнал отслеживать. Для ее реализации необходимо привлечение математического аппарата Фурье-анализа и элементов теории распознавания образов.

При разложении акустического сигнала, возникшего в результате работы комбайна, в ряд Фурье

$$F(t) = A_1 (\cos \omega_1 t + \varphi_1) + \dots + A_n (\cos \omega_n t + \varphi_n) \quad (4)$$

возможно выделение одного сигнала (со своей частотой и фазой), использование которого в качестве опорного позволит произвести все показанные ранее вычисления для предыдущей задачи. При этом перечень исходных расчетных параметров остается прежним $t_1 \dots t_n$ (селекция расстояния), $\Delta t_{пр} \dots \Delta t_{прn}$ (селекция α) с добавлением перечня $A_1 \dots A_n, \omega_1 \dots \omega_n, \varphi_1 \dots \varphi_n$ необходимого для селекции производного сигнала в общей структуре, который принимается в качестве опорного.

Проведение показанного спектрального анализа параллельно с решаемой задачей позволяет решить еще одну – определение степени напряженного состояния исследуемой области породного массива путем определения безразмерного коэффициента

$$k = \frac{A_B}{A_H}, \quad (5)$$

где A_B, A_H – коэффициенты A_1, \dots, A_n ряда (4) соответственно в высоко- и низкочастотных областях спектра акустического сигнала [3]. Коэффициенты отражают величину трассового затухания D и затухание в частотной области сигнала, т.е.

$$\begin{aligned} A_1(\omega_1) &= f(D) \\ A_2(\omega_2) &= f(D, \omega_i), i = 1 \dots n \\ A_n(\omega_n) &= f(D, \omega_n), i = 1 \dots n \end{aligned} \quad (6)$$

Следует отметить, что амплитуда сигнала в точке приема является наиболее удобной и чаще всего используемой при всех видах измерений характеристикой сигнала. При разложении в ряд Фурье показанные значения $A_1 \dots A_n$ также являются амплитудами, однако они принадлежат членам разложения исходной функции и в общем виде определяются суммой

$$A = \sum_{i=1}^n A_i \quad (7)$$

Функциональные зависимости (7) амплитуд для каждой из составляющих ряда Фурье (4) удобно рассматривать отдельно с точки зрения оценки влияния диссипативных потерь D , возникающих при распространении волны в среде определенной структуры и дисперсии сигнала, которая влияет на коэффициенты отражения и преломления по мере его распространения вдоль слоя.

Алгоритм моделирования структурных и силовых неоднородностей сложноструктурного породного массива

Система геомеханического мониторинга выполняет функции непрерывного контроля, диагностики и прогноза геомеханического состояния породного массива для обоснования технических и технологических решений, выбора рекомендаций по

управлению горным давлением и оценки эффективности принятых решений. Составной частью СГМ является подсистема оперативного контроля и прогноза состояния массива, дающего возможность получения информации об имеющихся аномалиях этого состояния непосредственно во время выполнения операций производственного цикла.

Для реализации данной подсистемы необходимо использование надежного метода исследования НДС массива. Один из таких методов и специализированная аппаратура акустического контроля выбросоопасности угольных пластов [3, 4], разработанные в НГУ, в настоящее время являются нормативными и успешно используются на шахтах Кузбасса, Карагандинского и Донецкого бассейнов.

Реализованный метод и аппаратура акустического контроля состояния горного массива позволяет:

- обнаруживать и заблаговременно предупреждать о возможности возникновения критических ситуаций;
- на основании акустических измерений оперативно оценивать состояние выбросоопасного массива непосредственно при проведении выработок;
- оценивать эффективность противовыбросных мероприятий непосредственно во время их проведения.
- прогнозировать зоны геологических нарушений впереди забоя выработки [5].

Впервые на Украине аппаратура акустического контроля состояния горного массива использовалась в МакНИИ при разработке гибкой технологии отработки особо-выбросоопасных пластов и ИГТМ АН Украины при проведении подготовительных выработок по выбросоопасным породам [6].

В результате проведенных работ разработаны технические и технологические решения которые могут быть положены в основу гибких технологических систем безопасной и эффективной выемки угля на выбросоопасных пластах путем регулирования интенсивности воздействия на пласт в зависимости от прогнозируемой степени его выбросоопасности. Другим возможным приложением является разработка автоматизированной системы управления проходческим комбайном при проходке выработок в выбросоопасных условиях.

Таким образом, существуют предпосылки создания автоматизированной системы управления технологическим процессом разработки месторождений полезных ископаемых, которая позволит, основываясь на данных оперативного контроля состояния эффективно управлять воздействием на горный массив.

Анализ рассмотренных теоретических и практических предпосылок позволяют обосновать функционально необходимый для системы геомеханического мониторинга и теоретически возможный следующий алгоритм моделирования неоднородностей сложноструктурного массива.

Система акустического контроля включает в себя два контура обработки акустической информации, получаемой из массива при помощи датчиков. Задачей первого контура обработки является выделение прогностического признака оперативной оценки состояния нетронутой области для управления проходческими, добычными или другими механизмами. Задачей второго контура является выделение частных параметров в структуре принимаемых акустических сигналов для обеспечения решения волнового уравнения в системе геомеханического мониторинга. Результатом этого решения должно быть построение карты границ отражающих поверхностей на значительном опережении от обнажения, т.е. локация неоднородностей (структурных и силовых).

Исходя из вышеперечисленных требований, алгоритм обработки акустической информации на уровне системы акустического контроля может быть представлен, как показано на рис. 3.

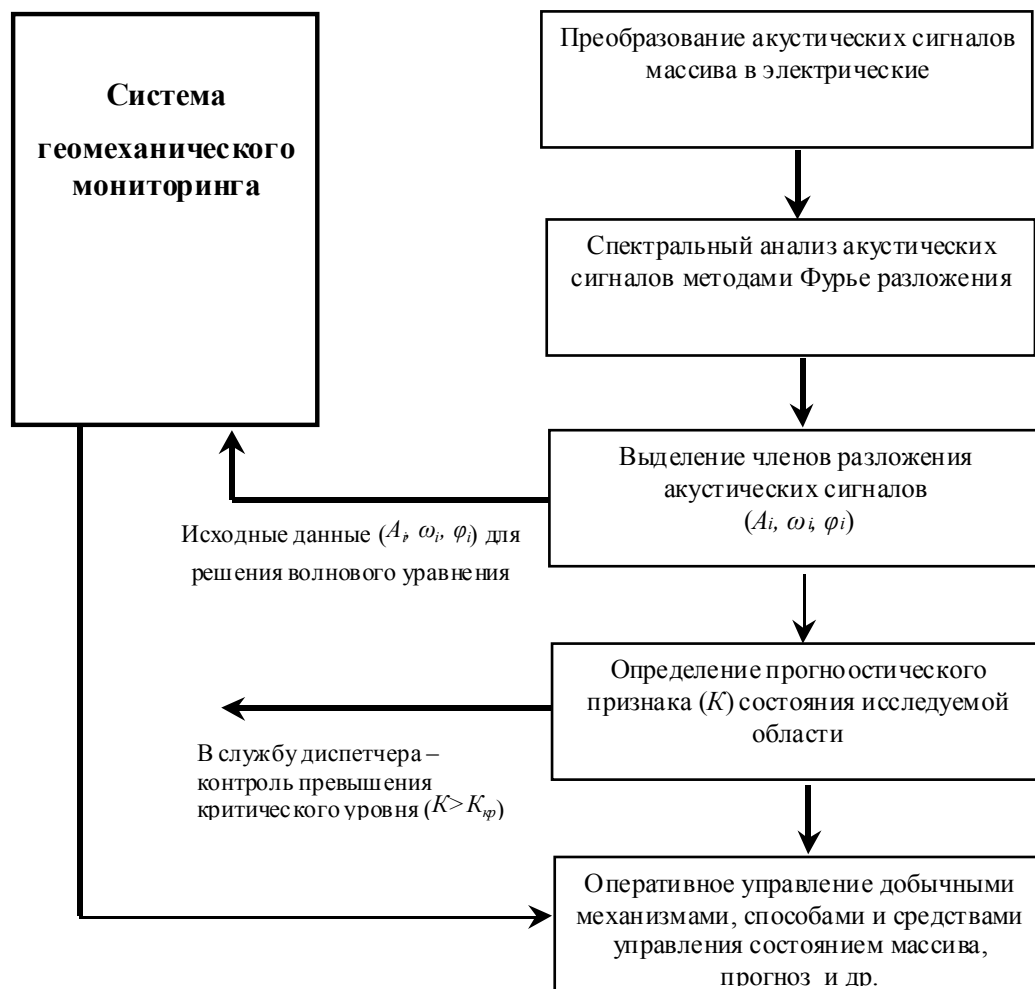


Рис. 3. Алгоритм работы блока акустического контроля системы геомониторинга

Такая система автоматизированного управления станет составной частью системы геомеханического мониторинга и позволит осуществлять управляемые воздействия на горный массив с целью повышения безопасности и увеличения эффективности проведения работ по добыче полезных ископаемых и при эксплуатации подземных объектов различного назначения.

Выводы

1. Исходя из соотношения линейных размеров неоднородностей и диапазона волн акустических колебаний, реальным подходом к решению задачи моделирования структурных и силовых неоднородностей массива может быть метод, в основе которого в качестве источника колебаний используется шум от работы добычных или других механизмов в шахте.
2. Для реализации задачи локации неоднородностей необходимо проведение спектрального анализа принимаемого акустического сигнала с привлечением математического аппарата Фурье-анализа и элементов теории распознавания образов.
3. Разработан алгоритм моделирования структурных и силовых неоднородностей блока акустического контроля включающий в себя два контура обработки акустической информации, получаемой из массива при помощи датчиков. Задачей первого контура является выделение прогностического признака - критерия выбросоопасности

горного масива для управління технологічними механізмами. Задача другої контури - виділення частних параметрів в структурі приймаємих акустических сигналів для забезпечення рішення хвильового рівняння в системі геомеханічного моніторингу для побудови карти границь отражаючих поверхностей в масиві порід (локація структурних і силових неоднорідностей).

Библиографический список:

1. **Ямщиков В.С.** Волновые процессы в массиве горных пород. - М.: Недра, 1984. - 272 с.
2. **Бреховских Л.М.** Волны в слоистых средах. - М.: Наука, 1973. - 344с.
3. А.с. 1222853 СССР, МКИ E21F 5/00, E21C 39/00. Способ акустического прогноза выбросоопасности угольных пластов и устройство для его осуществления / С.В. Мирер, Е.В. Масленников, О.И. Хмара (СССР). - № 3804593/22; Заявлено 23.10.84; Опубл. 07.04.86. Бюл. № 13. - 2 с.
4. Спосіб діагностики гірського масиву (Патент на винахід № 43239А Україна, МКИ E 21 F5/00 Спосіб діагностики гірського масиву / О.М.Шашенко, Є.В.Масленніков, заявл.24.04.2001, опубл. 15.11.2001, бюл.№10. - І-П с.).
5. **Шашенко А.Н., Масленников Е.В., Солодянкин А.В., Якимов С.А.** Оперативный прогноз зон геологических нарушений искусственно сформированными акустическими сигналами // Вісник Криворізького технічного університету. -Кривий Ріг: КТУ. - 2006. - Вип. 2 (12). - С. 35-39.
6. **Зорин А.Н., Вдовиченко В.П., Масленников Е.В.** Расширение возможностей акустического метода контроля выбросоопасности углей для оценки напряженного состояния породного массива в окрестности полевой выработки // Сб. науч. тр. НГУ. - Днепропетровск: РИК НГУ. - 2002. -№ 15. - Том 2. - С. 68-74.

© Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Король В.И., Пустовойтенко В.П., 2008

УДК 622.258

**БОРЩЕВСЬКИЙ С.В., ЗАПОРОЖЕЦЬ Р.В. (ДонНГУ), ПРОКОПОВ А.Ю. (Шахтинський інститут Южно-Російського державного технічного університету)
ПУСТОВОЙТЕНКО В.П. (Національний гірничий університет)**

ДОСЛІДЖЕННЯ ПРИКОНТУРНОЇ ЗОНИ ВЕРТИКАЛЬНИХ СТВІЛІВ В УМОВАХ ПІДВИЩЕНИХ ВОДОПРИПЛИВІВ

У статті приведені результати шахтних досліджень приконтурної зони вертикальних стволів в умовах підвищених водоприпливів з використанням методів геофізики. Визначені основні параметри для складання технологічних регламентів смолизації приконтурного масиву для підвищення стійкості вертикальних шахтних стволів.

При існуючому рівні споживання вугілля світовий видобуток вугілля до 2015 року збільшиться мінімум удвічі. Саме тому розвиток світової і вітчизняної вугільної промисловості характеризується підвищенням конкурентоспроможності вугілля, що потребує будівництва нових і модернізації діючих вугільних шахт. Одним з найбільш складних вартісних процесів в комплексі робіт щодо будівництва і реконструкції шахт є спорудження вертикальних стволів. Крім того, задача збільшення обсягів видобутку вугілля як головного енергоносія країни обумовлює необхідність будівництва нових стволів і підвищення експлуатаційної надійності існуючого шахтного фонду. Проведений аналіз даних проходки 210 і ремонту 98 стволів показав, що три доміанти визначають належні техніко-економічні показники спорудження і експлуатації стволів: якість проходки, якість кріплення і якість експлуатації. Практика свідчить, що істотний

вплив на вказані характеристики мають гідрогеологічні умови спорудження і експлуатації стволів. Особливо це виявляється в умовах спорудження стволів, коли водопритливи сягають $10\text{м}^3/\text{год}$ і більше. Із збільшенням масштабності впливу водоносності породних масивів, що перетинаються стволами, істотно ускладнюються технологічні процеси проходки і кріплення стволів, збільшуються у часі періоди їх спорудження, підвищується значущість виявлення невикористаних потенційних можливостей в забезпеченні тривалої роботи стволів. Розробка і застосування інтенсивних технологій спорудження стволів в цих умовах вимагає врахування багатьох чинників. У цьому зв'язку необхідно виділити три головні задачі: 1) оцінку впливу породного масиву з підвищеною водоносністю на стійкість стволів і формування поблизу них геоактивних зон, параметри яких визначають вибір підходів у підвищенні стійкості масиву порід; 2) обґрунтування фізико-технічних регламентів підвищення гідростійкості та міцності бетону кріплення стволів; 3) обґрунтування регламентів зниження водопритливу з обводнених породних масивів на основі врахування геомеханічних умов для забезпечення їх стійкості.

Багатьма дослідниками, що займаються питаннями спорудження вертикальних шахтних стволів, створена належна науково-технічна база для часткового вирішення зазначених завдань, яка забезпечила реальний прогрес у проектуванні, спорудженні та експлуатації шахтних стволів. Проте, в комплексі цих досліджень, недостатньо вивченими залишаються питання взаємодії зволоженого породного масиву з кріпленням і, зокрема, не вивчена така форма прояву гірського тиску як вивалоутворення з урахуванням водопритливів; недостатньо досліджені питання управління якістю властивостями бетону кріплення з використанням сучасних високоефективних будівельних домішок; не повною мірою враховуються зазначені чинники, які обумовлюють специфіку розробки технологічних регламентів щодо спорудження стволів.

Саме все це не дає повної картини для цілісного уявлення про взаємодію елементів системи «технологія проходки – кріплення ствола – зволожений масив порід». Таким чином, актуальною науково-технічною проблемою є обґрунтування фізико-технічних і організаційних основ інтенсивних технологій спорудження шахтних стволів в породах з підвищеною водоносністю.

Вертикальні стволи, як одні з найбільш відповідальних гірничих виробок шахт, повинні забезпечувати їх безперебійну роботу впродовж багатьох десятків років. Тому пошук і розробка ефективних напрямів скорочення тривалості будівництва вертикальних стволів та підвищення їх експлуатаційної надійності є актуальною науково-технічною проблемою, що має особливо важке народно-господарське значення у зв'язку з гострою необхідністю розвитку вугільної промисловості України.

Часовий чинник спорудження стволів є важливим не тільки з погляду забезпечення розвитку фронту гірничо-капітальних робіт, але і визначає вибір тієї або іншої технології при проходці і кріпленні стволів і, у свою чергу, залежить від гідрогеологічних умов будівництва, які повинні бути надійно спрогнозовані та враховані при проектуванні стволів.

Вивалоутворення не тільки викликає погіршення умов праці, але значною мірою впливає на показники проходки: збільшуються об'єми видачі породи на поверхню та обсяги бетонних робіт, що підтверджується графіками, представленими на рис.1. В сукупності ці чинники суттєво знижують темпи та підвищують вартість проходки стволів.

Підводячи підсумки сказаному, можна зробити висновок про суттєвий вплив водопритливів на всі техніко-економічні показники проходки та головні ознаки вибору технології. За даними ДВАТ «Трест Донецькшахтопрохідка» водопритливи понад $15\text{м}^3/\text{год}$ знижують швидкість проходки на 20...25%. Проведений огляд підходів і ме-

тодик розрахунків і дослідження кріплення стволів з урахуванням водонасиченості приствольних порід.

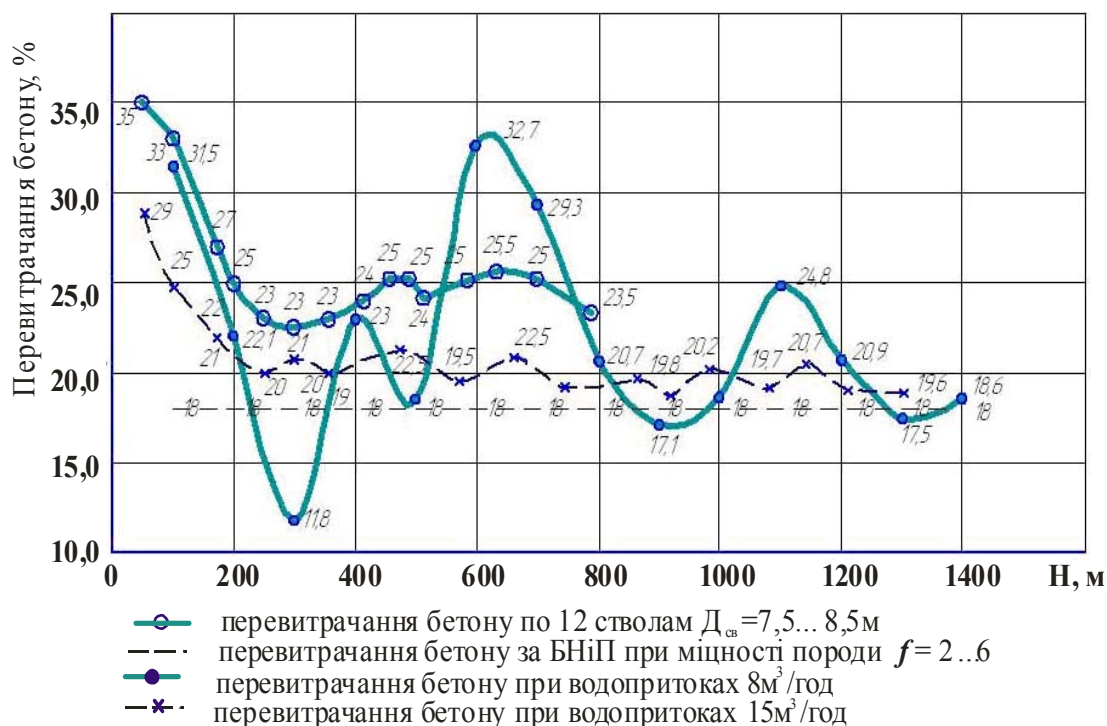


Рис. 1. Графік залежності перевитрачання бетонної суміші, яка укладається за опалубку, від глибини ствола та величини водопритоків

Таким чином, проектування технологічних схем оснащення проходки стволів: безпосередньо проходки устя, техвідходу і протяжної частини ствола, розрахунок кріплення і вибір охоронних конструкцій, визначення найбільш раціональної технологічної схеми проходки, а також раціональний підхід до вживаної енергоозброєності та підйо-моозброєності проходки з точки зору економіки, безпосередньо залежать від прогнозо-ваного залишкового водопритоків у ствол під час його проходки як одного з визна-чальних чинників впливу на техніко-економічні показники проходки стволів.

Аналізом встановлено, що очікуваний об'єм вивалоутворення значною мірою ви-значає вибір технології, конструкції і обсяги кріплення.

Для розробки інженерних заходів щодо зміцнення порушеної вибуховими робо-тами і водонасиченої приконтурної зони порід необхідно знати її характеристики. З ме-тою вивчення формування таких зон у водонасичених вміщуючих ствол породах був вико-наний комплекс натурних досліджень із застосуванням методів шахтної геофізики [1,2]. З цією метою було вибрано 6 дільниць у стволах на шахтах «Красноармійська-Західна №1», «Трудівська» та ОП «Шахта ім. О.Ф. Засядька».

Для обґрунтування засобів та методики виконання електророзвідувальних робіт в приконтурній зоні вона розглядається як двокомпонентне середовище: породний ске-лет з позірним питомим опором ρ_n та заповнювач тріщин з позірним питомим опором ρ_z [3]. Кількісне співвідношення між компонентами середовища визначається коефіцієн-том розпушення K_p . Комплексна характеристика провідності масиву ρ_k має розмір-ність питомого опору та визначається через вказані вище параметри наступним чином:

(1)

$$\rho_{\kappa} = e^{\lg \rho_n + K_p \cdot \lg \rho_3 - 1}$$

Зважаючи на те, що параметр K_p є техногенно обумовленою компонентою і діапазон його зміни значно менший ніж співвідношення між питомим опором заповнювача у вигляді повітряного прошарку та питомим опором мінералізованої шахтної води, можна зробити висновок про значне зниження величини параметра ρ_{κ} в порушеній водонасиченій зоні в порівнянні з зоною помірної вологості.

Найбільш інформативним варіантом для визначення параметрів порушеної водонасиченої зони в приконтурному масиві є шпурове електричне зондування [4] (рис.3): глибина шпурів становила близько 3 м, а діаметр - 42 мм

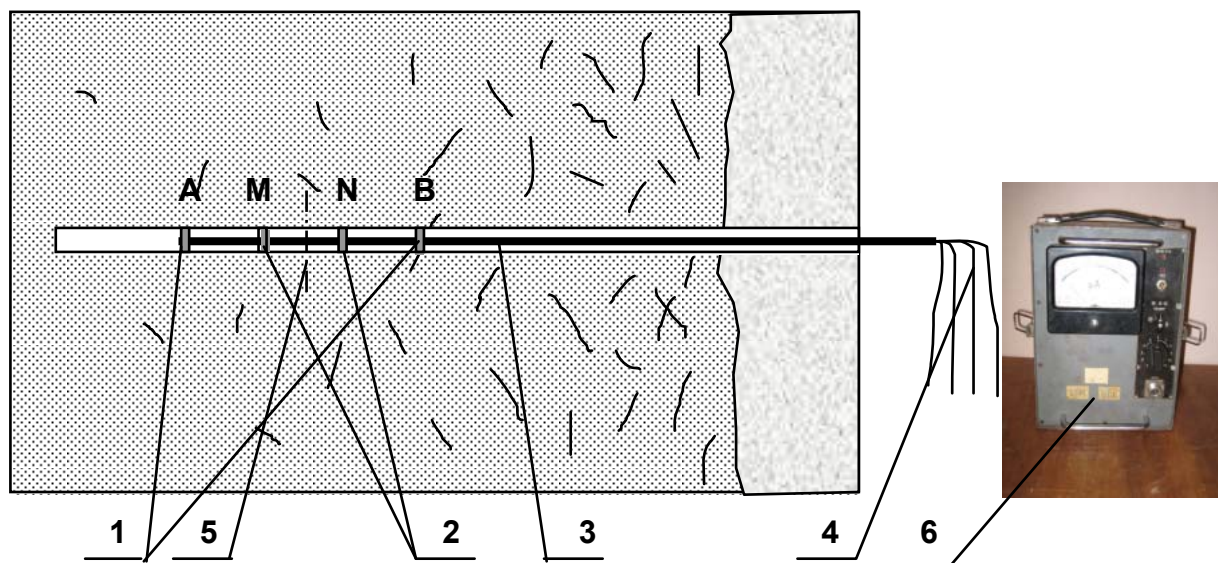


Рис.3. Конструкція чотирьохелектродного зонду і його монтажна схема у шпурі: 1 – питаючі електроди; 2 – прийомні електроди; 3 - ізоляційний трубчастий каркас; 4 – з'єднувальні дроти; 5 – вісь зонду; 6 – ШИИС-3М

Крок розміщення шпурів в межах шарів з різними фільтраційними властивостями вибрано 1 м, а на їх спільній межі – 0,5 м для більш чіткого виділення характеру перехідної геоактивної зони [5]. Для проведення вимірювань використовувалась апаратура «ШИИС-3М» в іскровибухобезпечному виконанні в комплекті зі шпуровим зондом базою 0,6 м.

Значення позірною питомого опору ρ_{κ} з урахуванням конструкції зонду та геометрії шпура визначали за формулою:

$$\rho_{\kappa} = \frac{2 \pi AM}{MN} (AM + MN) R_{\kappa}$$

(2)

Водонасні горизонти для обстежених стволів представлені в основному пісковиками і рідше вапняками. Водотривкі породи – це переважно алевроліти і в меншій кількості аргіліти. При виконанні електророзвідки та побудові за результатами замірів залежностей були експериментально досліджені основні варіанти формування геоактивних зон на межі водонасного та водотривкого шарів: малопотужний водонасний гори-

зонт між потужними водотривкими, потужний водоносний горизонт між двома водотривкими та малопотужний водотривкий шар між двома потужними водоносними горизонтами.

Для розробки оперативних інженерних рішень щодо кріплення ствола, знаходження параметрів порушеної приконтурної зони необхідно виконувати ще на стадії проходки в привибійній області.

Локальні варіації питомого електричного опору по довжині шпуру, окрім похибки вимірів, пов'язані з наявністю тріщин, які попадають у зону контролю. Водозаповнені тріщини знижують питомий опір, а з повітряним проміжком між берегами, відповідно підвищують.

Указані залежності ілюструються рис.4.

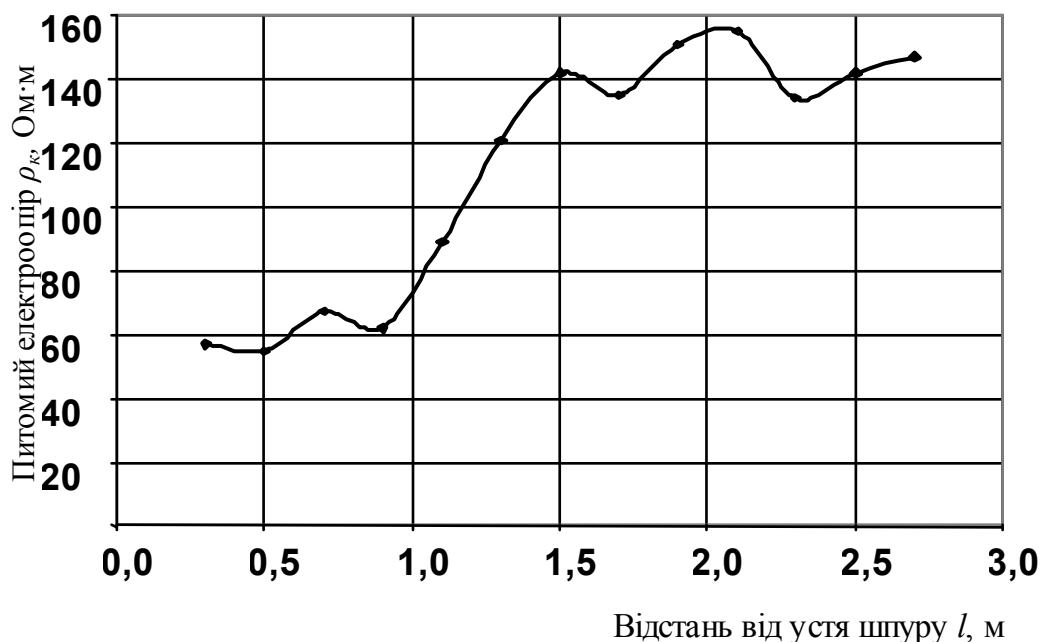


Рис.4. Графік змінення питомого електричного опору порід на ділянці 1 по глибині шпуру з відміткою устя 229,0 м.

Так, значення поточного радіусу R_g межі порушеної та водонасиченої зони в приконтурному масиві для однієї з ділянок при потужності водоносного горизонту, сумарної з глибиною порушеної зони, визначається суперпозицією граничних ділянок і, в залежності від висотної відмітки H , задовільно описуються аналітичним виразом, формально відповідаючим розподілу Вейбулла:

$$R_g = 1,448 (H - 225)^{0,9} e^{-0,11(H - 225)^{1,9}} \quad (3)$$

Форма межі порушеної та водонасиченої зони і апроксимуюча крива як ілюстрація представлені на рис.5.

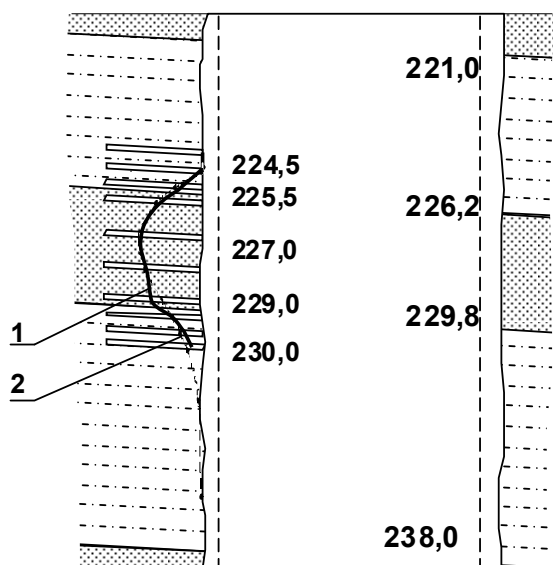


Рис.5. Характер формування та знаходження межі приконтурної порушеної водонасиченої зони на ділянці №1 скіпового ствола №2 шахти «Красноармійська-Західна №1»

- 1 – межа зони по експериментальним даним;
- 2 – теоретичне приближення.

описаний функцією щільності розподілу Вейбулла:

$$R_g = k \frac{\alpha}{\beta^\alpha} (H - H_m + \Delta)^{0,8} e^{-\left(\frac{H - H_m + \Delta}{\beta}\right)^\alpha}, \quad (4)$$

де k – масштабний коефіцієнт; α та β – параметри розподілу Вейбулла, що визначають асиметрію функції; H – відмітка горизонту вимірювання; H_m – відмітка верхньої межі експериментальної ділянки; Δ – зсув початку графіку функції відносно верхньої межі ділянки.

3. Поширення зони водонасичення від межі водоносного горизонту в бік водотривкого шару складає 1,0...1,5 м.

4. Наближені водоносні горизонти, що розділені водотривким шаром невеликої потужності, ведуть себе як єдиний водоносний горизонт.

5. Контур зони порушених і водонасичених порід в горизонтальній площині витягнутий в напрямку лінії «падіння-підняття» пласта.

Бібліографічний список:

1. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике породного массива и подземных геотехнических систем. / А.Ф. Булаг, Б.М. Усаченко, А.А. Яланский, Т.А. Паламарчук, С.В. Борщевский и др. –Днепропетровск: ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2004. – 75с.
2. Паламарчук Т.А., Земба В.А., Сергиенко В.Н., Слащева Е.А. Электрометрический контроль пространственно-временной изменчивости литосферы вблизи геомеханических объектов. // Сб. научн. тр. – Днепропетровск: НГАУ. - Вып. 3. Т. 5. – 1998. – С. 168 – 171.
3. Глушко В.Т., Ямщиков В.С., Яланский А.А. Геофизический контроль в шахтах и тоннелях. - М.: Недра, 1987. - 278 с.

В результаті обробки та узагальнення отриманих експериментальних даних встановлено наступне.

1. При перетинанні стволом водоносного горизонту в приконтурній зоні масиву формується геоактивна зона з підвищеною тріщинуватістю та вологонасиченням, глибина якої сягає 1,5...1,8м, а негативний вплив проявляється у підвищеному вивалотворенні до зведення кріплення та корозії бетону після зведення.

2. При переході від водоносного горизонту в бік водотривкого шару відбувається плавне зменшення глибини водонасичення, причому контур зазначеної зони може бути в першому наближенні формально

4. Тарасов Б.Г., Дырдин В.В., Иванов В.В. Геоэлектрический контроль состояния массива. – М.: Недра, 1983. – 215 с.

5. Левит В.В., Сергиенко В.Н., Борщевский С.В. и др. Исследование синергетических процессов в системе «вертикальный ствол – крепление – породный массив». / В монографии Паламарчук Т.А., Кириченко В.Я., Усаченко Б.М. Элементы механосинергетики породного массива. – Днепропетровск: Лира ЛТД, 2006. – С. 254–265.

© Борщевский С.В., Запорожець Р.В., Прокопов А.Ю., Пустовойтенко В.П., 2008

УДК 622.012.2:622.83

ГАВРИЛЕНКО Ю.Н. (ДонНТУ), ФИЛАТОВ В.И. (ПО «Укруглегеология»),
ЗАБОРИН М.С. (ДонНТУ)

ТЕХНОГЕННЫЕ ИЗМЕНЕНИЯ ГОРНОГО МАССИВА НА УЧАСТКЕ ПОЛЯ ЛИКВИДИРОВАННОЙ ШАХТЫ «БРЯНКОВСКАЯ»

Получены значения суммарных оседаний дневной поверхности и глубины залегания верхней границы зон водопроводящих трещин (ЗВТ) в пределах участка поля ликвидированной шахты «Брянковская». Оценена степень воздействия каждого из факторов на развитие процессов подтопления и заболачивания. Установлено, что воздействие техногенной составляющей на развитие указанных процессов минимально.

Актуальнейшей экологической проблемой угледобывающих регионов Украины последнего десятилетия являются негативные явления и процессы, связанные с ликвидацией угольных шахт и разрезов. Явления и процессы носят многовекторный характер и так или иначе связаны с восстановлением естественных уровней подземных вод (УПВ), сдвинутых в период эксплуатации. К основным из них следует отнести подтопление и заболачивание дневной поверхности и, как следствие, ухудшение физико-механических свойств грунтов оснований зданий и сооружений, изменение химического состава подземных и поверхностных вод, активизация сдвижений земной поверхности над горными выработками, а также выдавливание шахтных газов на дневную поверхность.

В условиях интенсивной застройки зданиями и сооружениями, наличии сельскохозяйственных угодий в пределах шахтных полей особое значение приобретает проблема подтопления и заболачивания дневной поверхности.

Разработку каких-либо рекомендаций по прогнозированию динамики и локализации участков подтопления и заболачивания должна предварять оценка суммарных оседаний над горными выработками. Их величина может достигать нескольких метров. В таких условиях после полного восстановления естественных уровней зеркало подземных вод может достичь отметок заложения фундаментов зданий и сооружений, либо выйти на дневную поверхность.

Над очистными выработками формируется зона водопроводящих трещин (ЗВТ). В результате изолированные водоносные горизонты получают гидравлическую взаимосвязь. Кроме того, ЗВТ над горными выработками, пройденными на малых глубинах, является дополнительным путем инфильтрации атмосферных осадков и поверхностных вод. При восстановлении УПВ в условиях закрытия шахт наличие такой взаимосвязи также может привести к возникновению новых участков подтопления и заболачивания.

Таким образом, сведения о полных оседаниях и ЗВТ немаловажны при прогнозировании негативных эколого-гидрогеологических процессов.

Как показывает практика, восстановление УПВ и развитие процессов подтопления и заболачивания имеет неравномерный характер даже на сближенных участках. Такая ситуация может быть объяснена только совокупным влиянием зонально-блочного строения горного массива и техногенной нарушенности [1]. Причем в разных условиях степень влияния каждого из факторов будет неодинаковой.

Авторами оценена степень техногенной нарушенности участка поля ликвидированной шахты «Брянковская».

Исследуемая территория расположена в восточной части шахтного поля и занимает площадь 16,1 км². Протяженность с запада на восток – 6,1 км, с юга на север – 2,7 км.

В геологическом отношении значительная часть участка расположена в пределах Павловской синклинали и, частично, Брянской антиклинали, расположенной севернее.

Для южного крыла Павловской синклинали и северного крыла Брянской антиклинали характерны углы падения до 15-20°. В замковой части происходит выволакивание практически до горизонтального. Углы падения северного крыла Павловской синклинали (южное крыло Брянской антиклинали) достигают 30-45°.

В пределах участка выделяются два водоносных горизонта – коры выветривания и коренных отложений (напорные).

Минимальные глубины залегания УПВ (два метра и менее) приурочены к пойменной и припойменной частям р. Лозовая. По мере удаления к водораздельному пространству глубина залегания увеличивается до 10-30 м. Сезонные колебания уровня составляют 2,5 м. При вскрытии водоносных горизонтов коренных отложений буровыми сважинами, уровни напорных вод, в основном, находились на глубине пять-десять метров. И лишь изредка происходил самоизлив.

В направлении с юго-запада на северо-восток рассматриваемый участок пересекает р. Лозовая.

В «Комплексном проекте инженерной защиты Стахановского региона в связи с закрытием шахт» в пойме реки, а также на участках примыкающих к ней прогнозировалось развитие процессов подтопления и заболачивания. Абсолютные отметки выхода подземных вод составляют +105 - +123,3 м. Граница зоны подтопления определена на отметках +107,5 - +125,8 м. Данные участки удалены от русла реки на расстояние до 150-200 м на правом берегу и 100 м на левом.

В настоящее время на площади 1,16 км² развиваются процессы подтопления и заболачивания, которые носят как сезонный, так и постоянный характер. По данным ПО «Укруглегеология» 2007 г общая площадь участков с постоянным подтоплением составила 117130 м². Причем их распространение имеет островной характер.

Отработка запасов помимо собственно шахты «Брянковская» велась также шахтой им. Ф.Э. Дзержинского (шахтоучасток), а также рядом старых мелких шахт - № 21-23 «Павловская», Климова, Горняк Донбасса, Борец и др.

Разрабатывались девять пластов: l₅, l₄^B, l₃, l₂¹, k₈, k₇¹, k₇^H, k₆, k₅. Наибольшее развитие горные работы получили по пластам l₅, l₃, l₂¹, в меньшей мере l₄^B. Пласты каменской свиты в пределах рассматриваемого участка отрабатывались только старыми мелкими шахтами.

Горные работы велись как на левом (максимальное удаление на 2,7 км), так и на правом (до 3,8 км) берегах реки. Пойменная часть подработана незначительно.

Процесс сдвижения можно считать закончившимся, т.к. большая часть работ велась в дореволюционное и довоенное время. Наиболее «молодые» работы датируются началом 60-х годов 20 века и занимают крайне незначительную площадь, расположенную в западной части участка.

Значения полного оседания определялись по методике расчета ожидаемых деформаций согласно «Правил подработки...» [2]. Шаг расчетной сетки 50 м, общее количество лав 798.

На более 95% территории значение полного оседания находится в пределах от одного до 200 мм (рис.1). Значительно реже их величина превышает 200-300 мм. Всего лишь на трех небольших участках оседания составляют 500-600 мм (в одном случае до 700 мм). При этом два из них расположены на удалении 120-140 м от реки. Максимальные величины оседаний достигают 1200 мм и приурочены к единичному участку незначительной площади, расположенному на удалении около километра от реки (см. рис.1). Развитие негативных эколого-гидрогеологических процессов здесь маловероятно.

Сопоставив данные о распределении суммарных оседаний и локализации зон подтопления и заболачивания можно сделать вывод о незначительном влиянии данного параметра на формирование указанных участков. В пределах прогнозной зоны подтопления расположен лишь один участок, в пределах которого полные оседания превышает 500 мм (до 700 мм) (см. рис.1). Процессы подтопления носят здесь сезонный характер.

Величина суммарных оседаний в пределах участков с постоянным подтоплением не превышает 200 мм (см.рис.1). По-видимому в данном случае значимую роль играют другие факторы.

Расчет мощности ЗВТ проводился по методике, предложенной Моховым А.В. для районов с углями марки К и Ж [4]:

$$ЗВТ = 48,8m + 17, \text{ м} \quad (1)$$

где m – вынимаемая мощность пласта.

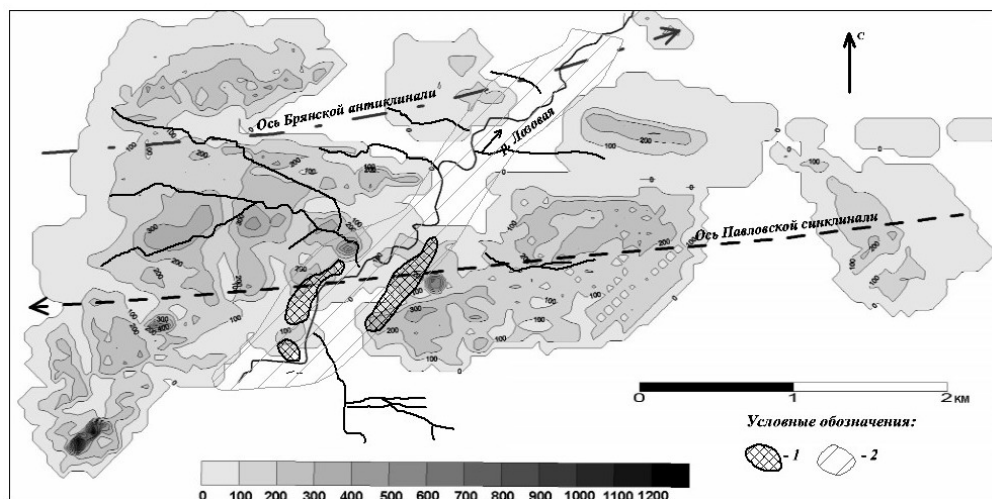


Рис. 1. Суммарные оседания дневной поверхности в пределах участка поля шахты «Брянковская» и локализация участков подтопления: 1 – участки постоянного подтопления; 2 – верхняя граница заболачивания и подтопления

С точки зрения рассматриваемых негативных эколого-гидрогеологических процессов чрезвычайное значение имеет глубина расположения верхней границы ЗВТ.

Для исследуемой территории характерна одноэтажная жилая застройка, с глубинами заложения фундаментов и подвалов до трех метров.

Поэтому наибольший ущерб следует ожидать на участках с глубинами залегания верхней границы ЗВТ 0–10 м. По степени возможного ущерба выделены четыре группы

с интервалами 0-4 (максимальный), 4-8 (средней степени), 8-10 (минимальный) и более 10 м (отсутствует).

Необходимо подчеркнуть, что ЗВТ являются лишь путями миграции подземных вод. При этом решающее значение имеют такие факторы как природное положение зеркала грунтовых вод, пьезометрические уровни напорных вод, абсолютные отметки поверхности, литологический состав толщи, природная трещиноватость массива.

В условиях гидравлической взаимосвязи между разными водоносными горизонтами через ЗВТ, развитие процессов заболачивания и подтопления будет обуславливаться сезонными колебаниями не только уровней грунтовых, но и напорных вод.

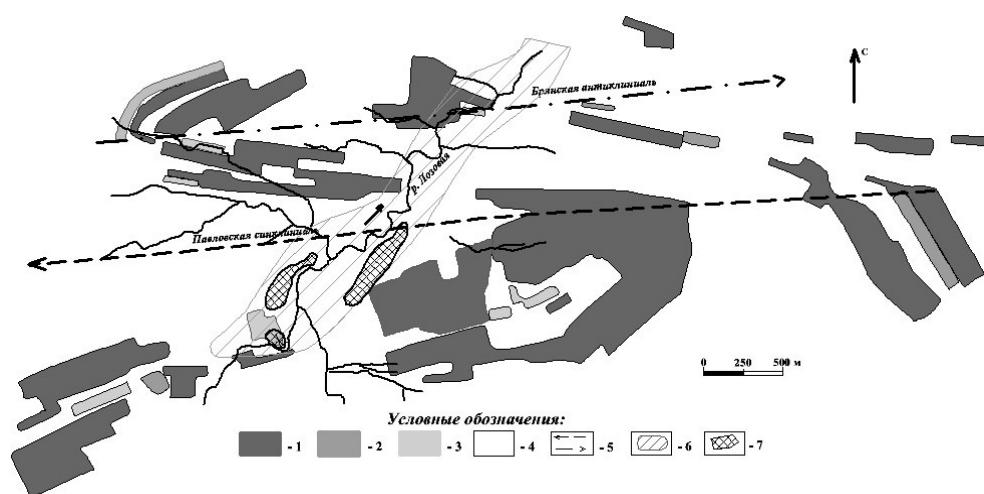
Для первой группы первостепенное значение будет иметь положение зеркала водоносных горизонтов. Причем здесь возможно как заболачивание, так и подтопление.

Для второй и третьей групп развитие негативных эколого-гидрогеологических процессов возможно только при наличии проницаемой толщи над верхней границей ЗВТ.

Глубина залегания ЗВТ десять метров и более определена как безопасная.

На всей площади (практически в равном соотношении) верхняя граница ЗВТ находится на глубинах 0-4 и более 10 м (рис. 2). На незначительной части – 4-8, 8-10 м.

Влияние ЗВТ на развитие негативных эколого-гидрогеологических процессов будет иметь место на незначительной территории (см. рис 2). Это участок площадью 18600 м² в верхнем течении реки, находящийся в 50-90 м от русла, где ЗВТ достигли дневной поверхности. В среднем течении (правый берег) возможен выход подземных вод на площади 7700 м², а также на левом берегу на площади 3640 м². В верхнем течении в пределах границы развития процессов подтопления и заболачивания ЗВТ достигающие дневной поверхности распространены на площади 30430 м².



Глубина верхней границы ЗВТ: 1 – 0-4 м; 2 – 4-8 м; 3 – 8-10 м; 4 – более 10 м.

5 – оси складок и направление погружения шарнира; 6 – верхняя граница заболачивания и подтопления; 7 – участки постоянного подтопления

Рис. 2. Распределение верхней границы зоны водопроницаемых трещин (ЗВТ) в пределах участка поля шахты «Брянковская» и локализация участков постоянного подтопления

На двух участках площадью 30000 м² и 5600 м² соответственно, расположенных в пойме реки, глубина залегания ЗВТ составляет 9,6 м. Ухудшение эколого-

гидрогеологической обстановки здесь возможно только при соответствующих гидрогеологических условиях.

Таким образом, влияние ЗВТ на формирование процессов подтопления и заболачивания возможно лишь на площади 60400 м², что составляет примерно 23% от территории, в настоящее время охваченной данными явлениями.

Влияние ЗВТ на развитие процессов постоянного подтопления возможно лишь на 9,5% (11130 м²) территории, охваченной данными процессами (см. рис.2).

В пределах района исследований техногенные факторы существенно не влияют на развитие негативных эколого-гидрогеологических процессов. Для решения существующих проблем должны применяться методики, учитывающие зонально-блочное строение горного массива.

Исследования степени техногенного изменения горного массива для данного участка выполнены впервые. При составлении проектов защиты территории в связи с закрытием шахт рассмотренные параметры либо не брались во внимание, либо оценивались приблизительно, без конкретной привязки. Полученные результаты позволяют оценить степень влияния техногенной составляющей на характер восстановления УПВ, развитие процессов подтопления и заболачивания в пределах данной территории. Влияние зонально-блочного строения и иных факторов устанавливается при проведении соответствующих исследований. Такой подход позволяет ранжировать территорию по степени проявления ущерба.

Только комплексная оценка каждого из факторов формирования эколого-гидрогеологической обстановки позволит существенно повысить качество прогнозных оценок и эффективность реализации защитных мероприятий.

Библиографический список

1. Заборин М.С., Богун Л.Д., Воевода Б.И. Геодинамика и ее влияние на восстановление гидрогеологических условий в пределах закрытых шахт. «Уголь Украины». - №2. - 2007, с 31 – 33.
2. Галузевий стандарт України. Правила підробки будівель, споруд і природних об'єктів при видобуванні вугілля підземним способом. К.: Мінпаливенерго України. – 2004. – 127 с.
3. Мохов А.В. Определение высоты водопроводящих трещин на каменноугольных месторождениях в натуральных условиях. – М. 1988. – 25 с.

©Гавриленко Ю.Н., Филатов В.И., Заборин М.С., 2008

УДК 622.807:332.146.2(477.62)

ПАВЛЫШ Э.В., КАПЛЮХИН А.А. (ДонНТУ)

ОЦЕНКА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ МОДИФИЦИРОВАННОЙ ТЕХНОЛОГИИ ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ l_2^H «НИЖНИЙ» В УСЛОВИЯХ Ш «ХРУСТАЛЬСКАЯ» ГП «ДОНБАССАНТРАЦИТ»

Рассматриваются результаты экспериментальных исследований модифицированной технологической схемы гидравлического воздействия, получившей название каскадной, и приводится экономическая оценка внедрения предложенной технологии для конкретных горно-геологических условий.

Гидравлическое воздействие на угольные пласты является одним из важнейших мероприятий по борьбе с проявлениями основных опасностей при подземной угледо-

быче, его применение регламентируется нормативными отраслевыми документами [1]. Вместе с тем, разработанные и внедренные технологические схемы пока не обеспечивают проектной эффективности воздействия.

В результате развития теоретических основ процесса предложена модифицированная технология гидравлического воздействия, получившая название каскадной технологической схемы [2].

Для оценки технологической эффективности разработаны 2 критерия качества воздействия [3], на основе которых теоретически и экспериментально показано, что каскадная технология обеспечивает повышение равномерности распределения влаги в обрабатываемой зоне, тем самым способствуя снижению пылеобразования при выемке угля. При разработке рекомендаций по широкому внедрению схемы необходимо дать экономическую оценку способа. Рассмотрим результаты исследований, проведенных в условиях ш. «Хрустальская» ГП «Донбассантрацит».

Исследования проводились в условиях 4-й восточной лавы на пласте l_2^H «Нижний».

Пласт l_2^H «Нижний» - одиночный, с углом падения 2-7°, мощностью 1,0..1,5 м. Уголь марки "А". Пласт склонен к внезапным выбросам угля и газа, по пылевыделению отнесен к VIII группе. По метановыделению шахта относится к сверхкатегорным. Среднесуточная нагрузка на шахту - 900 т.

Выемочное поле лавы представляет собой столб для отработки по восстанию на длину 1200 м (рис. 1). Длина очистного забоя - 140 м.

В качестве противовыбросных мероприятий предусмотрена гидрообработка пласта через скважины, перпендикулярные плоскости забоя в режиме гидрорыхления. Паспортом противопылевых мероприятий предусмотрено увлажнение угольного массива в режиме фильтрации через длинные скважины, пробуренные с 4 уклона параллельно линии очистного забоя (рис.1).

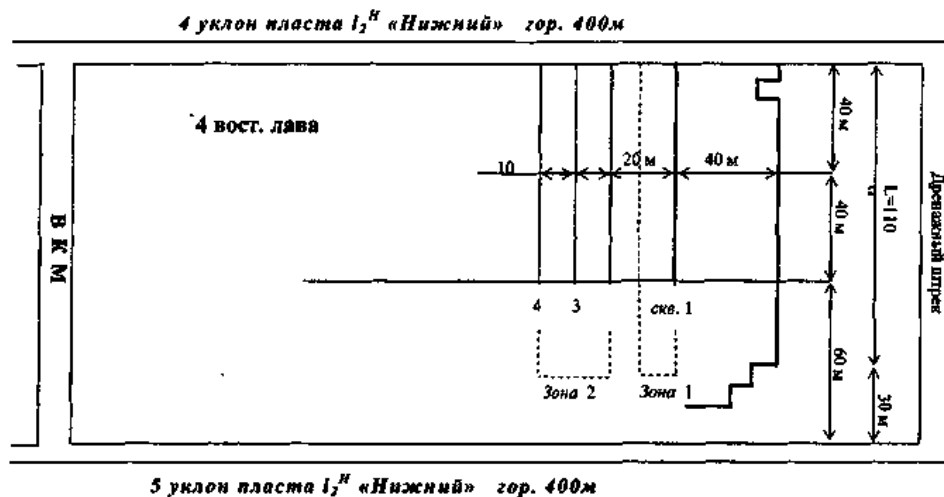


Рис. 1. Схема экспериментального участка 4 вост. лавы пласта l_2^H «Нижний»

Проведение экспериментальных работ по каскадному нагнетанию через длинные скважины на пласте l_2^H «Нижний» шахты "Хрустальская" предусматривает сравнительное исследование параметров и равномерности обработки через одиночную скважину №1 и каскад по непрерывной технологии (скв. №№ 2, 3, 4). Исследование каскад-

ного способа проводятся при параллельной работе трех скважин. Общее количество скважин должно быть не менее четырех, с тем, чтобы отработать технологию непрерывной каскадной обработки и оценить ее эффективность. Исследования проведены на протяжении 40м по направлению движения лавы (зона 1 и зона 2, рис. 1). В качестве критериев оценки эффективности каскадной обработки приняты относительное уменьшение площади необработанных участков, коэффициента вариации прироста влажности в проектной зоне воздействия и увеличение среднего прироста влажности.

В табл. 1 приведены результаты оценки равномерности обработки и эффективности каскадного способа по зонам (рис. 1) в соответствии с принятыми критериями.

Важным результатом явилось повышение среднего значения прироста влажности в проектной зоне воздействия с 1,2% при обработке через одиночные скважины до 1,7% при непрерывной каскадной обработке или на 41,7% (во все скважины было подано одинаковое количество воды).

Оценка эффективности каскадного нагнетания по повышению равномерности обработки показала уменьшение необработанной площади на 71,5% и коэффициента вариации прироста влажности - в 1,9 раза по сравнению с нагнетанием через одиночную скважину.

Табл.1. Результаты измерений прироста влажности и показатели эффективности каскадной гидрообработки

		Расстояние по направлению подвигания лавы, м												
		Зона 1					Зона 2							
		2	4	6	8	10	2	4	6	8	12	14	16	18
Расстояние по длине скважины, м	80	2,4	1,6	0,7	0,2	0,1	2,6	2,4	2,2	2,2	2,1	2,1	2,3	2,4
	75	2,2	2,0	1,8	0,6	0,3	2,8	2,6	2,0	1,7	2,2	2,2	2,2	2,4
	70	2,2	1,9	1,1	0,6	0,3	2,8	2,8	2,6	2,1	2,4	2,3	2,3	2,8
	65	2,8	2,2	1,4	0,9	0,1	2,8	2,6	2,5	1,9	1,9	2,5	2,5	2,9
	60	2,4	2,1	1,0	0,7	0,2	2,4	1,9	1,9	2,1	1,8	2,3	2,4	2,8
	55	2,4	2,2	1,0	0,5	0,5	2,8	2,8	2,1	2,1	1,9	1,0	1,8	1,9
	50	2,6	2,1	1,8	1,0	0,5	2,8	2,7	2,2	2,2	2,6	2,8	2,5	2,8
	45	2,2	2,2	2,0	1,4	0,6	2,8	2,6	2,6	1,8	1,8	1,8	1,8	2,0
	40	2,6	2,2	2,0	1,8	1,0	2,6	1,5	1,2	1,5	2,0	1,1	1,6	1,9
	35	2,4	2,2	2,2	1,9	1,0	2,2	1,9	2,0	2,0	2,1	1,5	1,3	1,8
	30	2,8	2,6	2,2	1,6	0,8	2,3	1,3	1,8	1,8	2,2	1,6	0,9	1,5
	25	2,6	1,8	1,5	1,2	0,7	2,2	1,5	1,2	1,9	2,2	1,9	1,8	2,0
	20	2,0	0,8	1,0	0,8	0,6	2,0	1,3	1,5	1,7	1,9	1,7	1,5	2,0
	15	2,1	1,2	1,0	0,9	0,4	2,1	1,1	0,9	1,6	2,0	1,1	1,0	1,7
10	0,6	0,8	0,7	0,8	0,3	1,2	1,1	1,1	1,2	1,4	1,6	1,6	1,8	
5	0,1	0,3	0,4	0,3	0,1	0,9	0,6	0,6	0,8	0,8	0,6	0,8	1,0	
0	0,1	0,2	0,2	0,3	0,3	0,5	0,4	0,4	0,4	0,5	0,5	0,4	0,4	
Среднее по зоне	ΔW	1,2					1,7							
	$V_r, \%$	13,6					3,87							$\Xi_s = 71,5\%$
	$V_{Rr}, \%$	89,7					47,2							$\Xi_v = 1,9$

Результаты экспериментальных исследований региональной гидрообработки пласта l_2^H «Нижний» в условиях ш. «Хрустальская» ГП «Донбассантрацит» хорошо согласуются с теоретическими результатами оценки эффективности каскадной технологии, расхождение теоретических данных и результатов экспериментов не превышает 15%.

Расчеты оценки экономической эффективности каскадной технологии основаны на рекомендациях документа «Методика определения экономической эффективности использования в угольной промышленности новой техники, изобретений и рационализаторских предложений».

При каскадном нагнетании воды через n одновременно работающих скважин с использованием отдельной насосной установки на каждую скважину по сравнению с применяемым в настоящее время способом обработки изменяются: полная заработная плата рабочих (C_3), начисления на заработную плату ($C_{нач}$), амортизационные начисления от стоимости основных фондов (C_a), удельные капитальные вложения на единицу продукции.

Полная заработная плата рабочих по нагнетанию на 1 т угля составляет

$$C_3 = \frac{K \cdot C_{ПР}}{V\gamma}, \text{ грн/т}, \quad (1)$$

где $C_{ПР}$ - прямая заработная плата на обработку массива через одну скважину, грн.; K - коэффициент доплат; $K=1,9$; V - объем угля, обрабатываемый через одну скважину; $V=5630 \text{ м}^3$; γ - объемный вес угля; $\gamma=1,46 \text{ т/м}^3$.

Прямая заработная плата на проведение одного цикла обработки:

$$C_{ПР} = \pi K_{СП} n, \text{ грн}, \quad (2)$$

где π - тарифная ставка рабочего; $\pi=51,12$ грн; $K_{СП}$ - коэффициент списочного состава; $K_{СП}=1,43$; n - количество требуемых человеко-смен.

При существующем способе нагнетания $n = 24$, при каскадном $n = 12$. Тогда себестоимость работ по элементу «заработная плата» составляет соответственно:

$$C_{ПР1} = 1754,44 \text{ грн}; C_{31} = 0,405 \text{ грн/т};$$

$$C_{ПР2} = 877,22 \text{ грн}; C_{32} = 0,202 \text{ грн/т}.$$

Начисления на заработную плату:

$$C_{нач} = 0,09C_3, \text{ грн/т} \quad (3)$$

Себестоимость по элементу «амортизационные отчисления»:

$$C_a = N_n \frac{aЦ}{100A}, \text{ грн/т} \quad (4)$$

где N_n - количество насосных установок, требуемое для нагнетания; a - процент амортизационных отчислений, %; $Ц$ - оптовая цена одной насосной установки, грн; A - годовой объем добычи угля в обрабатываемых зонах.

Удельные капитальные вложения определяются по формуле:

$$k = \frac{N_n Ц \varphi (1 + \beta)}{A}, \text{ грн/т} \quad (5)$$

где φ – нормативный коэффициент резерва оборудования; β – коэффициент, учитывающий транспортные расходы по доставке оборудования.

Применение каскадной обработки экономически целесообразно при выполнении условия:

$$\Delta C_1 = 1.09 \frac{KK_{ст} \pi n_{ч.см}}{V_{гн}} - N_n \frac{aЦ}{100A} - E_n \frac{N_n Ц \varphi (1 + \beta)}{A} > 0, \quad (6)$$

где ΔC_1 – снижение себестоимости 1 т угля, грн; $n_{ч.см}$ и N_n – значения этих величин, соответствующие нагнетанию через одиночные скважины.

Расчетный годовой экономический эффект от применения каскадного нагнетания через скважины, параллельные линии забоя, на шахте «Хрустальская» составляет $\Delta = [(0,643 - 0,37) - 1,2 (0,212 - 0,106)] * 250000 = 36450$ грн.

Экономический эффект достигается уменьшением себестоимости работ по нагнетанию за счет сокращения затрат на заработную плату рабочих.

Таким образом, в условиях ш. «Хрустальская» показано, что модифицированная каскадная технология гидравлической обработки обеспечивает повышение качества воздействия и дает экономический эффект порядка 35 тыс. грн. на одну лаву.

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. Павлыш В.Н. Развитие теории и совершенствование технологии процессов воздействия на угольные пласты: Монография. - Донецк: РВА ДонНТУ, 2005. - 347с.
3. Павлыш В.Н., Шгерн Ю.М. Основы теории и параметры технологии процессов гидропневматического воздействия на угольные пласты / Монография. – Донецк: „ВИК”, 2007. – 400с.

© Павлыш Э.В., Каплюхин А.А., 2008

ŠÁRKA VILAMOVÁ (FACULTY OF METALLURGY AND MATERIALS
ENGINEERING VŠB-TECHNICAL UNIVERSITY OF OSTRAVA)

WHEN WILL THE EU BE THE MOST EFFICIENT ECONOMY OF THE WORLD?

This paper's goal is to evaluate the implementation of the Lisbon Strategy in the half-life period of its fulfillment. The main objective of this paper is to analyze the contemporary state of the Lisbon Process and to identify the reasons of the present non-success when fulfilling the goals of this process in both the whole-European context.

Introduction

The basic goal of European countries is to realize the objectives of the so called Lisbon Process. The main goal is for the unambiguous growth of the competitive strength of each economy. This strategy goal has been created for the EU to be able to reach the performance of the USA during the following ten years. The EU economy is concretely said to become the most dynamic and efficient economy of the world by 2010.

The Lisbon Process

The Lisbon Strategy was adopted by the European Council in spring 2000. It is a programme of the complex and radical renewal of the EU both in the economic, and the social and environmental areas. The goal of this strategy is to make the EU by 2010 the most dy-

dynamic and competitive knowledge-based economy in the world capable of sustainable economic growth with more and better jobs and greater social cohesion, and respect for the environment.

The Lisbon strategy has been formed for one decade (2000–2010) and it contains a wide and reciprocally supporting complex of disposals. This complex has been formed to increase the performance of the EU while the social cohesion and the sustainable development are preserved. The main goals of the Lisbon strategy can be divided into three groups: economic, social and environmental.

2005: The Lisbon Strategy in its Half Time

Every year the European Council issues a so called Spring Report which analyzes and evaluates the whole strategy. The programme of the Lisbon Strategy is not only evaluated every year but also enriched and extended with other proceedings.

The year 2006 is a suitable turning point for balancing if the goals of the Lisbon Strategy are gradually fulfilled and totally finished by the year 2010. In the half-time of the fulfillment of this strategy – at the meeting of the European Council in spring 2005 the reached state of the Lisbon Strategy was evaluated and some proposals for other processes were suggested. For this evaluation the group of specialists under the leadership of the Dutch ex-Prime Minister Wim Kok produced analytic material. In this report the reached state of changes is analyzed as well as the reasons why the goals are still not fulfilled. At the end of the report there are some suggestions for which parts of the implementation should be changed.

In the following text there are the most important causes of the unsatisfactory state and some consideration of how to continue.

The Results of the Analysis of Causes – or “Why is Lisbon unsuccessful?”

The Kok Report criticizes the reached state of the EU economy and even talks about the disappointment from the development of the European economy in the first five years.

But we must say that Kok’s analysis is not the only resource of negative news. In January 2004 Romano Prodi said: “The progress reached is still poor and it does not give any guarantee to fulfill the given strategic goals“. He mentioned that some new work places have been made but the number is lower than the desirable one. Also the investment into research, education and innovations are not satisfactory, the competitive strength of the EU is not improving and the reforms are “non-consistent and isolated“. On the basis of this data the causes leading to the unsatisfactory state must be specified:

a) Optimistic Expectations of the Economic Growth:

At the end of the nineties the EU countries reached relatively high increases in GDP, about 3 % per year. With respect to this reality the Lisbon Strategy specified that this growth will stay in the average values, about 3 % per year. But the economic situation unpredictably got worse and the real growth in the EU was in average only 1.2 % per year. This uncertain situation caused weakened investment activity, made the expense programme funded from the state budget more difficult, as well as the expenses into research, development and innovation, it hampered the helpfulness of member states to make economic reforms especially on the labour market.

b) Euphoria from New Technologies (ICT):

The Lisbon Strategy is inspired mostly by the positive economic results of the USA. But particularly in the area of new technologies (ICT) their meaning is much overvaluated and according to the contemporary findings the influence of new technologies is much lower in Europe than in the USA. The Kok Report also has these results. The Kok Report states the area of the important activities and points out that the EU needs “a broad and complex strategy which will support the growth of the IT sector and its penetration into all areas“.

c) Unproportional Extension of the Lisbon Agenda:

The realization of the whole agenda needed many so called action plans which had to be formed, approved and brought to life. The whole programme has grown and every meeting of the Council has brought new suggestions to begin new programmes. Now, these programmes have been taken as priorities. So in 2004 there were approximately 120 action plans, the strategy spread wide and it was overtaxed with the high number of priorities. Unfortunately, these priorities do not have the same benefit for the goal of the Lisbon Strategy.

d) The Way of the New Strategy Management:

The main way of management and evaluation is the so called Open method of coordination. This method does not use legal acts but it summarizes, compares and distributes the best European and world experiences from certain areas (e.g. in technologies or research support). Wim Kok to remedy the situation suggests a similar procedure to the affiliation of new EU Members, i.e. all the member states accept the national action plan to realize the Lisbon Strategy and in every government there will be one responsible person to supervise the implementation of the strategy. Every year the report about the progress of each country is submitted, it appreciates good results and shows who falls behind.

e) The Conflict of Goals:

The economic growth and its support is not an automatic guarantee of the growth of employment, as well as the growth of the number of employees is not a guarantee of the higher productivity of labour or the orientation to the sustainable growth can sometimes inhibit the economic growth and weaken the competitive strength. In the Lisbon Strategy this risk of conflicts can appear mainly among the economic priorities on one side and the social and environmental priorities on the other side. If there is not the necessary balance among them the economic performance and the competitive strength can not be formed.

f) No Ego-Involvement of EU Inhabitants with the Goals of the Strategy:

The unsatisfactory implementation of the strategy is partly given by the unfamiliarity of most EU inhabitants with the goals of the Lisbon Strategy. The importance of reforms has not been clarified to people living in EU countries yet and that is why they are not familiar with the Lisbon goals and also do not make their representatives to realize these reforms.

Discussion and Recommendations

In my opinion it is evident that it is not possible to catch up on the arisen delay when realizing (or better said non-fulfilling) the given reforms. In spite of this the specialists do not refuse the other progress in fulfilling the goals formed according to the EU needs. In case of such a huge project (and there are no doubts about it in the case of the Lisbon Strategy) the strategy is a long-term process, it does not end on a certain day or era and it deals with Europe's future. One important fact is that the discussion is only held about the causes of the failure, not about the Lisbon Goals or the contents of the suggested strategy.

I do not think that the final term (the year 2010) should be in anyway changed. Because then it is possible to make these revisions more often and then the final goals could be moved to uncertain terms. Also, the quantitatively determined goal leads to the certain tension and responsibility of filling up.

How will the Lisbon Strategy be henceforth?

EU member states must know what happens if the given strategy is not being implemented and its goals are not fulfilled.

The EU must do everything to make conditions for high growth and employment. This is exemplified in the report, where it is stated, "The Lisbon Strategy is said to be the only right answer of Europe to the many challenges it had to face".

The implementation of the Lisbon Process goals will not be an easy thing. Now, after six years the selected strategy even seems to be feasible in a much longer term.

References:

1. Official websites of the EU <http://europa.eu.int>
2. Oficiální stránky Úřadu vlády, Odbor pro záležitosti EU <http://www.vlada.cz/>
3. Urban, L.: Lisabonská strategie. Zastoupení Evropské komise v České republice, publikováno na: <http://www.evropska-unie.cz/> 2004
4. Usnesení Vlády ČR č. 216/2004 ke Zprávě o aktuálním stavu Lisabonského procesu v České republice v roce 2003 a k Návrhu prioritních oblastí vlády v rámci Lisabonského procesu v roce 2004

© Šárka Vilamová, 2008

УДК: 622.831

ЛОБКОВ Н.И., СЕРГИЕНКО А.И. (ИФГП НАН Украины), ХАЛИМЕНДИКОВ Е.Н. (ОАО «Угольная компания «Шахта «Красноармейская-Западная № 1»)

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОВЕДЕНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА НА МОДЕЛЯХ ИЗ ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛОВ

В статье обоснована необходимость и дано описание процесса исследования формирования опорного давления впереди забоя лавы на моделях из эквивалентных материалов. Приведены результаты исследований, на основании которых установлен механизм взаимодействия породных слоев над выработанным пространством до первичной посадки кровли.

Натурные исследования проявлений горного давления впереди очистных забоев показывают, что размер зоны опорного давления, при наличии в кровле пласта мощных и прочных породных слоев, изменяется в пределах от 40м до 120м на глубине 1000-1200м. В условиях шахты «Прогресс» ГП «Горезантрацит» размер зоны опорного давления не превышал 40м при работе одиночной лавы в массиве угля и впереди второй лавы, примыкающей к выработанному пространству [1]. С развитием горных работ, при отработке последовательно третьей лавы, размер зоны опорного давления увеличился до 120м. Подобная картина наблюдалась при работе лав в Донецко-Макеевском и Красноармейском районах, при наличии в кровле пластов мощных породных слоев, особенно до первичной посадки основной кровли.

Несмотря на большую глубину разработки, малая длина зоны позволяет предположить, что в формировании опорного давления принимает участие ограниченное число породных слоев, прогибающихся над выработанным пространством лавы. Деформирование подготовительных выработок, разрушение и обрушение кровли в призабойное пространство под действием опорного давления приводят к потерям добычи угля и снижению безопасности работ. Поэтому актуальной проблемой является исследование процесса формирования опорного давления.

Наблюдение за сдвижением слоев над выработанным пространством путем бурения скважин с поверхности [2, 3], представляют собой довольно сложный эксперимент, требующий больших материальных и временных затрат. Поэтому характер поведения породных слоев над выработанным пространством представляется возможным исследовать на моделях из эквивалентных материалов.

Целью работы является исследование сдвижения породных слоев над выработанным пространством, для установления закономерностей формирования опорного давления в выемочном поле лавы.

Задачи исследований:

- Установление особенностей поведения слоистого породного массива при увеличении выработанного пространства;
- изучение закономерности формирования области сдвижения пород над выработанным пространством при развитии горных работ;
- изучение закономерности взаимодействия породных слоев в области сдвижения;
- установление характера формирования опорного давления в процессе разработки пласта.

Исследования на моделях из эквивалентных материалов проводились согласно методике [4]. Для изготовления эквивалентных материалов моделей принимались кварцевый белый песок и канифоль. Необходимость моделирования толщи пород общей мощностью не менее 250м определила масштаб моделирования, который составил 1:300. Мощности слоев и прочностные свойства пород в моделях, с учетом масштаба моделирования, соответствовали данным геологоразведочных служб о результатах испытаний на прочность образцов пород, полученных при бурении разведочных скважин. Строение вмещающего массива определялось по геологическим разрезам, построенным по данным геологоразведочных скважин, пробуренных в районах шахтных полей с наиболее интенсивным сдвижением пород. Выбор участка шахтного поля для моделирования определялся по результатам натурных исследований проявлений горного давления, проводимых на шахтах. На основании прочностных характеристик материала, строения породного массива и задач моделирования определялся проект модели. Характеристика материала модели №1 приведена в таблице №1.

Табл. 1. Состав и прочностные характеристики эквивалентного материала

№	Моделируемый слой	Предел прочности на сжатие в натуре, МПа	Предел прочности на сжатие в модели, МПа	Предел прочности на растяжение в модели, МПа	Содержание канифоли в смеси %
1	2	3	4	5	6
1.	Уголь	25	0,05	0,0175	0,504
2.	Глинистый сланец	50	0,08	0,019	0,546
3.	Песчано-глинистый сланец	70	0,12	0,0204	0,568
4.	Песчаный сланец	78	0,16	0,0206	0,59
5.	Песчаник	140	0,26	0,0304	0,67

Довольно четкие межслоевые контакты моделировались крупномолотой слюдой. В моделях №1 и №2 принимались условия разработки соответственно пласта h_8 шахты «Прогресс» и пласта d_4 шахты «Красноармейская-Западная №1». В модели №1 (Рис. 1) велась отработка последовательно двух лав, при управлении кровлей полным обрушением.

Смещение пород в модели осуществлялось методом фотофиксации. Изменение напряжений между слоями фиксировалось тензодатчиками. Репера для фотофиксации и тензодатчики укладывались между слоями в соответствии с проектом модели. На ри-

сунке 1 показано обрушение кровли после отхода лавы от разрезной печи на 94м и 180м.

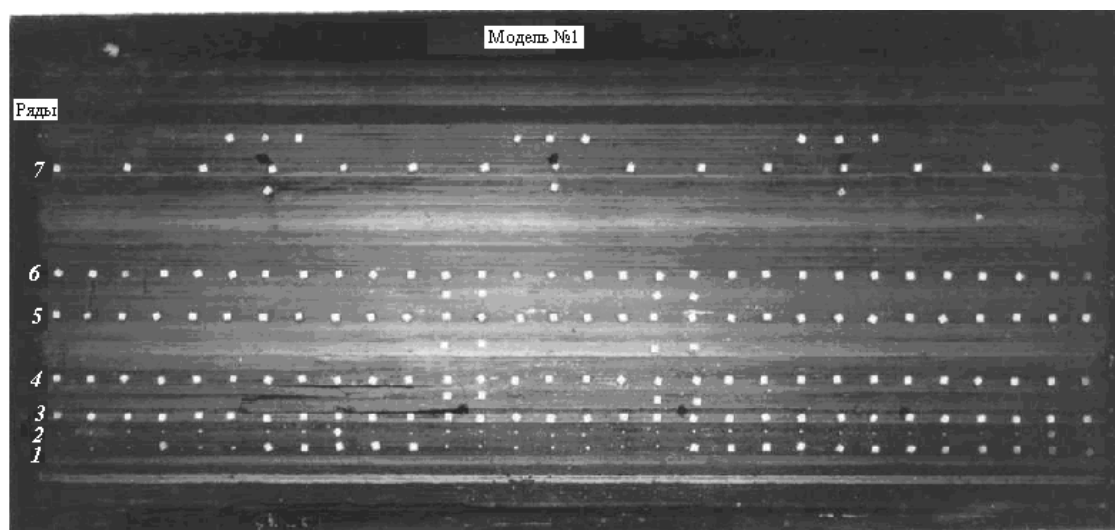


Рис. 1. Общий вид модели №1

По результатам измерений сдвижения породных слоев над выработанным пространством модели построена схема сдвижения массива, представленная на рисунке 2. Схема состоит из области сдвижения после выемки одной (I) и второй лав (II), зон формирования опорного давления.

Установлено, что при отходе лавы от разрезной печи на 94м (в пересчете на натуру) породы кровли, представленные прочным слоем 2, мощностью 17 м, зависают и обрушаются вместе со слоями №3;4. Слой №5, представленный 9-ти метровым песчаником, зависает и обрушается после отхода лавы еще на тридцать метров. При выемке первой лавы, длиной 180м, в сдвижение пришли семь породных слоев. Восьмой слой завис не прогибаясь. В область сдвижения над первой лавой (I), входят обрушившиеся слои №2–№5, и прогнувшиеся слои №6 и №7.

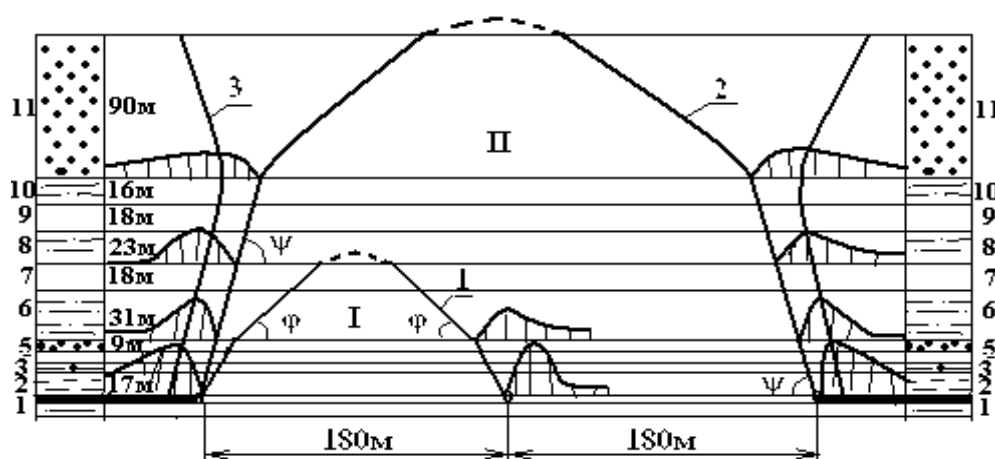


Рис. 2. Схема сдвижения породных слоев при отработке двух лав. I – область сдвижения пород при отработке одной лавы; II – область сдвижения пород при отработке двух лав; 1 – линия изгиба слоев; 2 – линия обрушения слоев; 3 – линия максимального опорного давления.

Зона обрушения слоев ограничена линиями обрушения, наклоненными к горизонту под углом обрушения ψ , зона изгиба слоев ограничена линиями изгиба, наклоненными к горизонту под углом изгиба φ . Углы ψ и φ находятся в пределах соответственно $76^\circ\text{--}80^\circ$ и $45^\circ\text{--}46^\circ$.

При выемке последовательно второй лавы длиной 180 м размер зоны сдвижения пород увеличивается. Обрушаются над выработанным пространством слои №2–№10 и зависает, прогнувшись, слой №11. Вышележащие слои также зависают, передавая пригрузку на слой №11.

Величина опорного давления p_{on} в модели изменяется по мере обрушения слоев. Максимальная величина опорного давления располагается по линии 3. Значение величины опорного давления над пластом соответствует сумме давлений слоев находящихся в области сдвижения.

В процессе отработки модели №1 визуально установлено, что породные слои в области сдвижения делятся на группы слоев. В группу входят прочный несущий слой и более слабые породные слои, прогибающиеся и обрушающиеся вместе с несущим слоем.

Особый интерес представляет развитие области сдвижения пород до первичной посадки кровли. На рисунке 3 приведена область сдвижения пород перед первичной посадкой, построенная с учетом углов обрушения и прогиба породных слоев.

По мере подвигания очистного забоя от точки А к точке В, слой №2 прогибается, формируя опорное давление на краевую часть пласта. Вместе с ним прогибаются обрушенные, более слабые слои №3 и №4. В момент первичной посадки обрушается слой №2 со слоями №3 и №4. Обрушение несущего слоя со слоями пригрузки происходит практически мгновенно. Вышележащие слои №5 и №6 прогибаются не обрушаясь. Область АДСВ представляет собой область сдвижения пород, без учета слоев пригрузки. Область ограничена линиями АС и СВ, проведенными под углом изгиба φ к плоскости залегания пласта. В этом случае считается, что все слои прогибаются. Обрушение слоев пригрузки под углом обрушения ψ , уменьшает область сдвижения. Область АДЕС₁Е₁Д₁В₁ – это область сдвижения пород с учетом слоев пригрузки. Учет слоев пригрузки приводит к изменению шага обрушения кровли, в сторону уменьшения, на

$$100 - \frac{L'_{en}}{L_{en}} \cdot 100\% = 18\% .$$

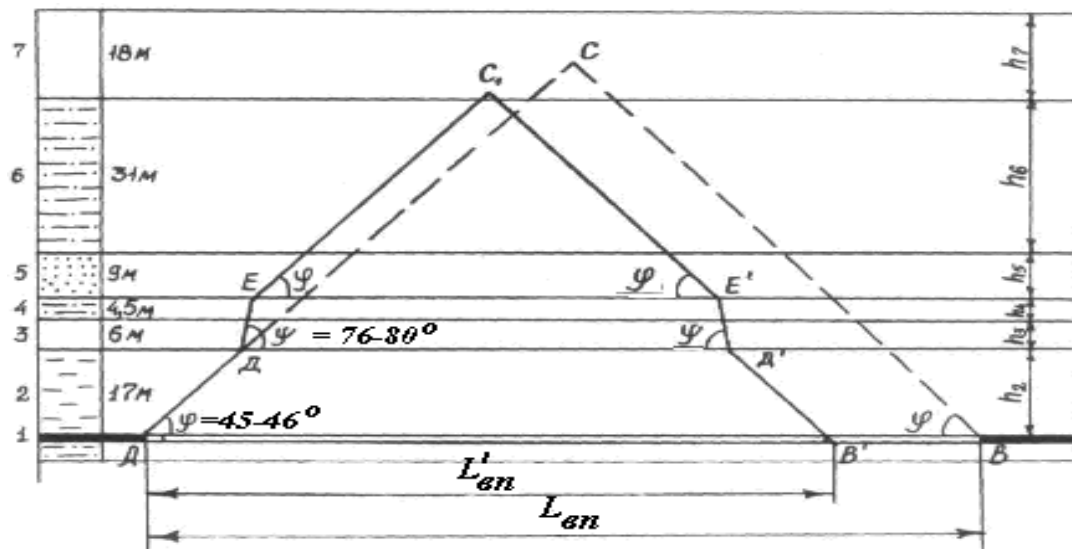


Рис. 3. Развитие области сдвижения пород перед первичной посадкой кровли.

Меньший размер области сдвижения говорит о том, что меньшее число слоев прогибается над выработанным пространством, а это ведет к уменьшению величины опорного давления. Разделение породных слоев в области сдвижения на группы слоев, ведет к изменению напряженно-деформированного состояния массива над выработанным пространством. Дальнейшее подвигание очистного забоя ведет к обрушению слоя №5 и увеличению прогиба слоя №6. Слой №6 зависает при отходе лавы от разрезной печи на величину равную длине лавы. В зоне обрушения пород с потерей несущей способности обрушение слоев происходит очень быстро, но в определенной последовательности, наблюдаемой визуально. Скорость обрушения указывает на хрупкое разрушение породных слоев над призабойной частью пласта (Рис.4). На рисунке в прямоугольниках четко видны трещины у заделки слоя, вызвавшие обрушение слоев.

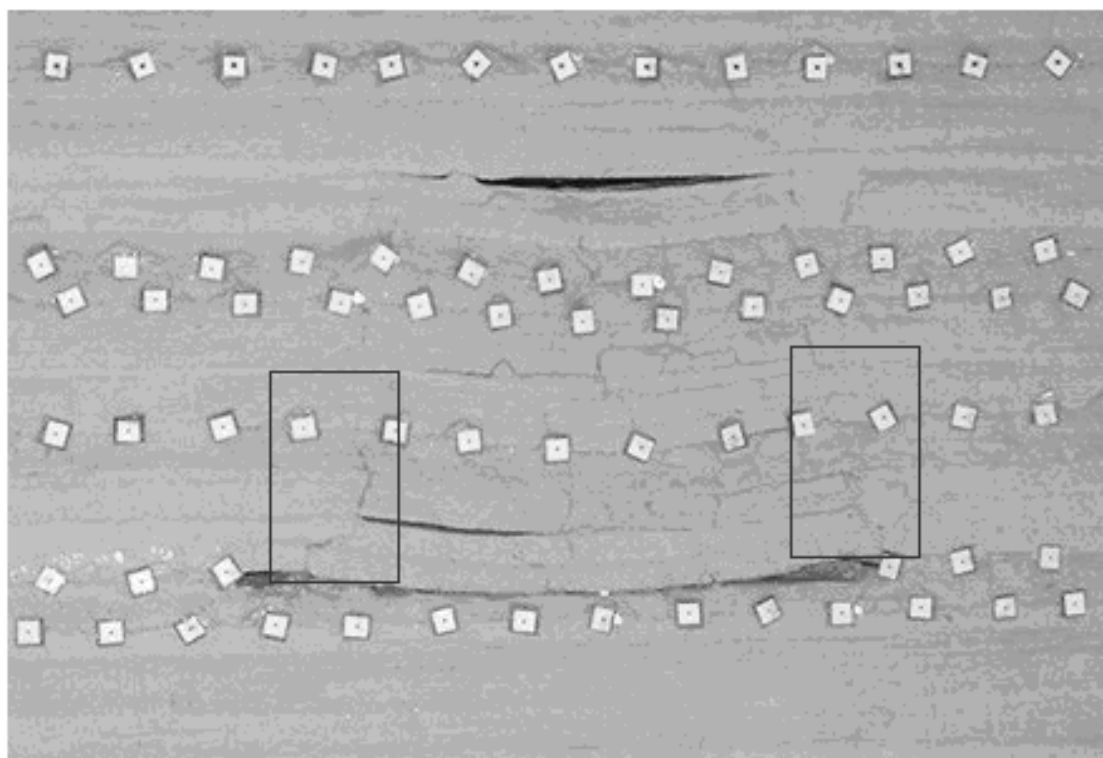


Рис. 4. Обрушение породных слоев в модели №1.

Условия выемки пласта в условиях шахты «Красноармейская-Западная №1» в модели №2, отличаются от модели №1 меньшей глубиной разработки и прочностными характеристиками пород. Глубина работ в модели №2 составляет 700м. В кровле, непосредственно над пластом залегает слой песчаного сланца мощностью 6м, основная кровля представлена песчаником мощностью 21,8м. Характеристика пород модели №2 приведена в таблице 2. В процессе выемки пласта породы кровли зависали и последовательно обрушались. Непосредственная кровля обрушилась при отходе лавы от разрезной печи на 30м (в пересчете на натуру), а основная на 120м. Отмечалось очень быстрое обрушение слоев, что также подтверждает хрупкое разрушение пород в слоях. Выполненные замеры изменения смещений и напряжений в кровле практически продублировали результаты, полученные при отработке модели №1. Изменения напряжений в кровле пласта впереди забоя лавы, приведенные на (Рис.4) показывают, что после первичной посадки кровли происходит снижение напряжений (участки 1), с последующим ростом при дальнейшем подвигании лавы. Результаты моделирования под-

тверждаются натурными замерами деформаций подготовительных выработок впереди лавы.

Табл. 2. Характеристика пород кровли пласта в модели №2

№№ п/п	Тип породы	Мощность слоя, м	Предел прочности на растяжение, МПа	Предел прочности на сжатие, МПа	Модуль упругости, $E \cdot 10^{-3}$, МПа	Коэффициент Пуассона
1.	алевролит	54,80	6,6	48,4	26	0,26
2.	аргиллит	8,00	5,1	34,3	20	0,24
3.	алевролит	4,00	6,6	48,4	26	0,26
4.	песчаник	37,50	6,6	80,8	48	0,20
5.	аргиллит	31,40	5,1	34,3	20	0,24
6.	известняк	0,60	11,0	162,4	61	0,26
7.	аргиллит	7,20	5,1	34,3	20	0,24
8.	алевролит	19,40	6,6	48,4	26	0,26
9.	песчаник	21,80	6,6	80,8	48	0,20
10.	алевролит	6,0	6,6	48,4	26	0,26
11.	пласт d_4	2,40	5,5	78	47	0,29
12.	алевролит	2,50	6,6	48,4	26	0,26
13.	песчаник	8,00	6,6	80,8	48	0,20

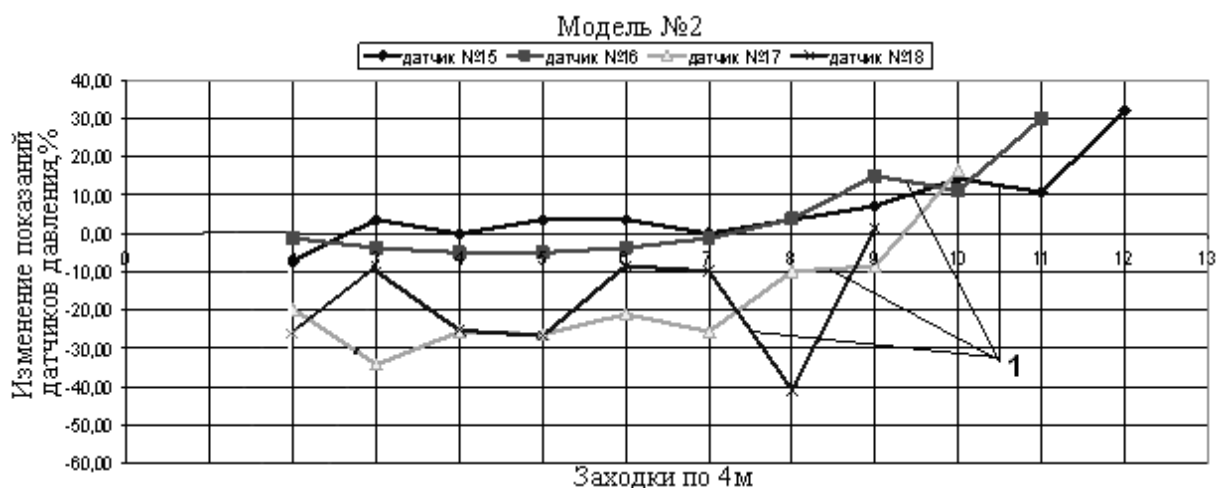


Рис. 5. Изменение напряжений в кровле пласта впереди забоя лавы.

Таким образом, в результате моделирования установлено:

- по мере увеличения выработанного пространства происходит последовательный изгиб породных слоев в направлении от пласта к поверхности;
- по мере сдвижения, породные слои делятся на группы, где присутствуют прочный несущий слой и залегающие сверху него более слабые слои пригрузки;
- линии прогиба и обрушения пород наклонены к плоскости пласта соответственно под углами $\varphi = 45^\circ-46^\circ$ и $\psi = 76^\circ-80^\circ$;

- количество породных слоев, участвующих в формировании опорного давления определяется областью сдвижения пород, которая ограничена линиями прогиба обрушения пород;

- величина опорного давления не является постоянной в пределах выемочного поля лавы и изменяется в зависимости от обрушений прочных породных слоев, входящих в область сдвижения.

Результаты моделирования позволяют определять величину максимального опорного давления перед первичной посадкой кровли как сумму давлений отдельных слоев или групп слоев [5] из выражения:

$$P_{on}^{max} = \sum_{i=1}^n P_{on,i}, \text{ МПа,}$$

где $P_{on,i}$ – опорное давление каждой группы слоев, входящих в область сдвижения, определяемых, как давление жестко защемленных толстых и тонких балок на опору, МПа.

Прогнозирование величины опорного давления при первичной посадке кровли дает возможность на стадии проектирования очистных работ принимать технологические решения, позволяющие избежать потерь рабочего времени на выемку угля, повысить производительность труда.

Библиографический список

1. Антипов И.В., Лобков Н.И. Исследования изменения опорного давления впереди очистных забоев пологих пластов. В сб. Физико-технические проблемы горного производства/Вып.№6. Под общей редакцией А.Д. Алексеева.-Донецк: ООО «Апекс», 2003.-с.78-80
2. Канлыбаева Ж.М. Закономерности сдвижения горных пород в массиве. Изд-во «Наука», 1968; 108 стр. с ил.
3. Хохлов И.В. Комплексное исследование массива горных пород. - М.: Наука, 1986.- 163с.
4. Насонов И.Д. Моделирование горных процессов. Изд. 2, перераб. и доп. М., «Недра», 1978. 256 с.
5. Лобков Н.И., Порубай В.В. Геодинамическое обоснование характера обрушения кровли в очистных забоях. Сб. Физико-технические проблемы горного производства / Вып.№7.Под общей редакцией А.Д. Алексеева. – Донецк: ИФГП НАНУ, 2004.– с 181–187

©Лобков Н.И., Сергиенко А.И., Халимендигов Е.Н., 2008

УДК 622.831.24

КОЛЬЧИК Е.И., РЕВВА В.Н., КОЛЬЧИК А.Е. (ИФГП НАН УКРАИНЫ),
СОФИЙСКИЙ К.К. (ИГТМ НАН УКРАИНЫ)

СМЕЩЕНИЯ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ НАЛИЧИИ МОЩНЫХ ПОРОДНЫХ СЛОЕВ В ПОДРАБАТЫВАЕМОМ МАССИВЕ

Приведены результаты натурных наблюдений за смещениями земной поверхности при интенсивной отработке выемочных полей.

Подземная добыча полезных ископаемых приводит к смещениям земной поверхности. Угледобывающим странам приходится вкладывать значительные средства на ликвидацию последствий таких смещений. Так, в Германии на ликвидацию послед-

ствий подработки земной поверхности приходится до 12 марок на 1 т добытого угля. В общем эти затраты составляют 1,4 – 11 % от себестоимости добываемого угля (табл. 1).

Табл. 1. Затраты на ликвидацию последствий подработки земной поверхности [1]

№ п/п	Страна	Затраты на ликвидацию последствий подработки, % от себестоимости угля
1	Польша	1,4 – 2,4
2	Чехия	9,0
3	Великобритания	10,0
4	Германия	11,0
5	Бельгия	8 - 10

Увеличение себестоимости добываемого угля в Украине, России и Казахстане за счет затрат на рекультивацию земель в сельских районах в 80-е годы прошлого столетия составляло 30 – 80 руб/га. В районах с высокой плотностью застройки эти затраты увеличивались до 3000 руб/га [1]. Кроме этого в результате подземной разработки угольных пластов происходит сокращение площадей пригодных к строительству и сельскому хозяйству. Так, с 1958 по 1980г в СССР удельная площадь сельхозугодий сократилась с 1,06 до 0,80 га/чел [1]. В Украине удельная площадь сельхозугодий уменьшилась с 1,0 до 0,75 га/чел и пашни с 0,82 до 0,70 га/чел.

На величину смещений земной поверхности основное влияние оказывают такие факторы, как мощность разрабатываемого пласта, глубина разработки, угол падения пласта [1 - 5]. Кроме этого большое влияние на смещения земной поверхности оказывает скорость подвигания очистного забоя [6]. Для основных угольных бассейнов установлены зависимости изменения смещений и деформаций горного массива и подрабатываемой земной поверхности. Разработаны мероприятия для защиты зданий и сооружений от подработки, однако в этих мероприятиях не учитывались некоторые особенности строения горного массива для отдельных шахтопластов, к примеру, наличие мощных и прочных породных слоев.

Так, в Красноармейском угленосном районе с труднообрушаемой и весьма труднообрушаемой основной кровлей разрабатывается 14 шахтопластов, а в Донецко-Макеевском районе – 30 шахтопластов. Для условий залегания в горном массиве большого количества мощных и прочных породных слоев и больших скоростей подвигания очистных забоев наблюдений за смещениями земной поверхности до настоящего времени выполнено не достаточно. Поэтому вопрос установления закономерностей смещений земной поверхности при больших скоростях подвигания очистных забоев и наличии в подрабатываемом массиве мощных и прочных породных слоев является весьма актуальным. В связи с этим в условиях шахты «Красноармейская-Западная № 1» были проведены наблюдения за смещениями земной поверхности подрабатываемой лавами в блоках № 2 и № 6. Шахтой разрабатывается один пласт d_4 . Выше пласта залегают три мощных и прочных слоя песчаника, мощность которых изменялась от 16 до 36 м. Под наносами залегают песчаный сланец мощностью 38 – 46 м. Глубина работ в блоке № 2 составляла 530 – 585 м, а в блоке № 6 средняя глубина равнялась 636 м. Средняя мощность разрабатываемого пласта в блоке № 2 составляла 1,6 м, а в блоке № 6 – 1,2 м. Скорость подвигания очистных забоев изменялась от 1,6 до 8,1 м/сутки. Выемочные поля отрабатывались одиночными лавами с полным обрушением пород позади очистного забоя. Длина консоли песчаника, залегающего над пластом d_4 , изменялась от 30 до 75 м.

Известно, что при подземной разработке угольных месторождений происходит опускание подработанной земной поверхности [1 - 7]. При залегании в подрабатываемой

мой толще слабых пород смещения земной поверхности происходят более плавно (рис. 1).

На линии оседания земной поверхности имеется всего две критические точки (I; II). Точка I характерна тем, что здания и сооружения, находящиеся в этой области испытывают изгиб в вертикальной плоскости. Если угол α , под которым происходит оседание поверхности, в этой точке превышает критические значения, то здания и сооружения могут быть повреждены. В точке II происходит уменьшение этого угла. Между точками I и II угол смещений земной поверхности практически не меняется и охраняемые объекты не испытывают больших повреждений. Еще меньшие деформации отмечены на дне мульды сдвижения.

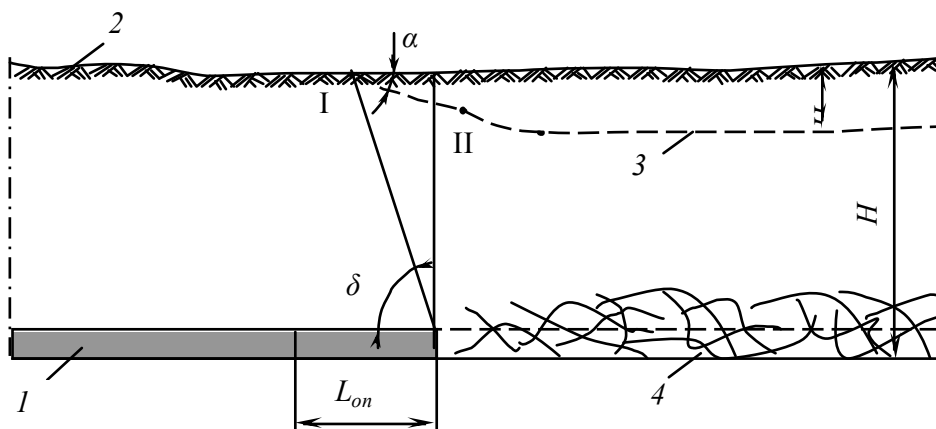


Рис. 1. Схема смещений земной поверхности при ее подработке и наличии в горном массиве слабых пород: 1 – угольный пласт; 2 – земная поверхность; 3 – линия смещения земной поверхности; 4 – выработанное пространство.

В случае подработки земной поверхности, когда в горном массиве залегают мощные и прочные породные слои, сдвигения протекают несколько иначе (рис. 2).

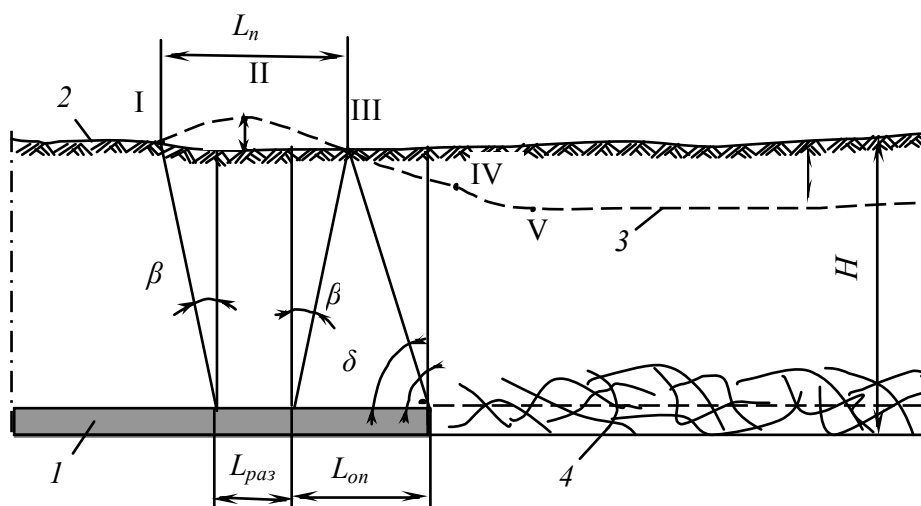


Рис. 2. Схема смещений земной поверхности при ее подработке и наличии в горном массиве мощных и прочных породных слоев: 1 – угольный пласт; 2 – земная поверхность; 3 – линия смещения земной поверхности; 4 – выработанное пространство.

Так, впереди проекции створа лавы при отсутствии геологических нарушений, за счет зависания консолей мощных породных слоев происходит поднятие земной поверхности. В зоне поднятия поверхности наблюдается три характерные точки. В точке I происходит изгиб за счет поднятия поверхности. В точке II происходит смена знака деформаций (переход от поднятия к опусканию). В этой точке наблюдаются максимальные поднятия земной поверхности, которые зависят от скорости подвигания очистного забоя. Так, при скорости подвигания очистного забоя 7 – 8 м/сут величина поднятия составила 10,5 - 12 см (рис. 3). При скорости подвигания очистного забоя 3 – 4 м/сут величина поднятия поверхности - всего 3 см. При скорости подвигания лавы менее 1,5 м/сут поднятие земной поверхности не зафиксировано. Зависимость изменения величины поднятия земной поверхности от скорости подвигания очистного забоя при наличии в подрабатываемом массиве мощных и прочных породных слоев описывается уравнением

$$U = 1,8 \cdot V_d - 2,4, \text{ см}, \quad (1)$$

где U – величина максимального поднятия земной поверхности, см; V_d – скорость подвигания лавы, м/сут.

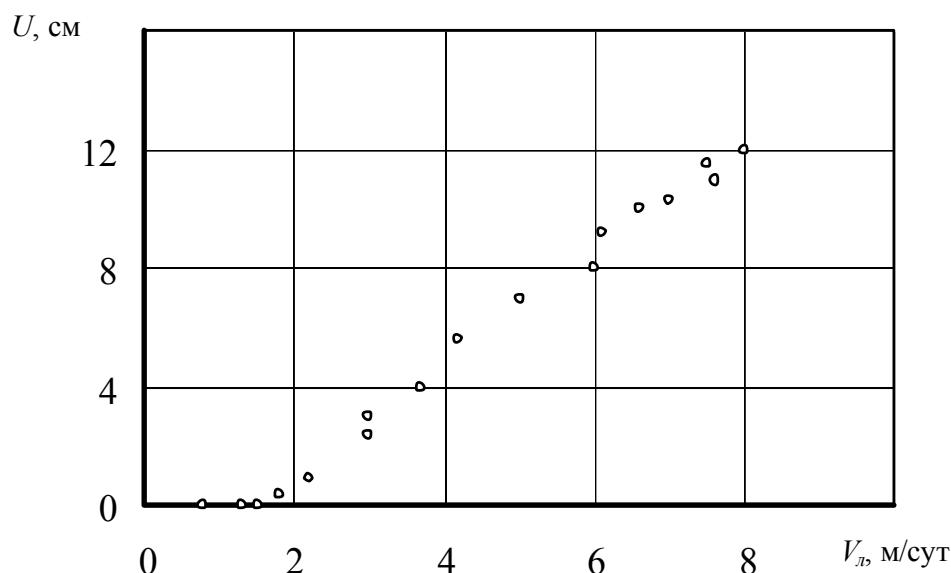


Рис. 3. Изменение величины поднятия земной поверхности от скорости подвигания лавы

В точке III наблюдается увеличение угла изгиба линии опускания земной поверхности (см. рис. 2). В точке IV, находящейся от перпендикуляра, проведенного через створ лавы, на расстоянии 80 – 120 м, происходит еще больший изгиб линии опускания земной поверхности. Это объясняется тем, что на этом расстоянии происходит обрушение зависающих консолей мощных породных слоев.

В промежутке между точками IV – V отмечено опускание поверхности на 33 – 41 см, что составляет 57 – 71 % от общих смещений земной поверхности.

В точке V происходят аналогичные точке I (см. рис. 1) деформации.

Как показали исследования, при наличии в горном массиве мощных породных слоев, наибольшие деформации земной поверхности наблюдаются в точках II, III и IV.

Из изложенного следует, что наличие в подрабатываемом массиве мощных породных слоев приводит к ухудшению условий деформирования и смещениям земной поверхности. В связи с этим подрабатываемые здания и сооружения будут подвергаться большим деформациям, чем при подработке горного массива со слабыми породами.

Для снижения степени влияния подработки земной поверхности необходимо использование технологий снижающих протяженность зависающих породных консолей или создание в выработанном пространстве искусственных опор [8]. Одним из эффективных способов снижения вредного влияния подработки является подготовка выемочных полей спаренными выработками с закладкой выработанного пространства между ними породой. Это позволит снизить вероятность поднятия земной поверхности впереди очистного забоя и сгладить линию ее опускания над выработанным пространством.

Выводы:

- наличие мощных породных слоев в подрабатываемом горном массиве приводит к поднятиям земной поверхности впереди створа движущегося очистного забоя;
- установлена закономерность изменения величины поднятия земной поверхности впереди створа движущегося очистного забоя от скорости его подвигания. При скорости подвигания лавы менее 1,5 м/сутки и наличии даже трех мощных слоев песчаника в кровле пласта поднятие земной поверхности не наблюдается;
- снижение степени влияния подработки земной поверхности можно достичь путем внедрения способа подготовки выемочных полей спаренными штреками и закладкой выработанного пространства между ними породой.

Библиографический список

1. Айруни А.Т., Иофис М.А. Деформация горных пород при подземной разработке месторождений полезных ископаемых // Горные науки в СССР. – М.: Наука. – 1985. – С. 41 – 64.
2. Сдвигение горных пород при подземной разработке угольных и сланцевых месторождений // А.Г. Акимов, В.Н. Земисев, Н.Н. Канцельсон и др. / М.: Недра. – 1970. – 224 с.
3. Рекомендации по проектированию мероприятий для защиты эксплуатируемых зданий и сооружений от влияния горных выработок в основных угольных бассейнах. – ВНИМИ. – Л.: Стройиздат. – 1967. – 123 с.
4. Беляев Е.В. Теория подрабатываемого массива горных пород. – М.: Наука. – 1987. – 176 с.
5. Беляев Е.В. Параметры подработки охраняемых объектов. – Уголь Украины. – 1982. - № 11. – С. 23 – 24.
6. Гавриленко Ю.Н., Папазов Н.М., Морозова Т.В. Динамика оседания земной поверхности при большой глубине и высокой скорости подвигания забоя // Проблеми гірського тиску. – Донецьк: 2000. - № 4. – С. 108 – 119.
7. Четверик М.С., Андрущук Е.В. Теория сдвижения массива горных пород и управление деформационными процессами при подземной выемке угля. – Днепропетровск: РИА «Днепр – VAL». – 2004. – 148 с.
8. Болбат В.А., Кольчик Е.И., Кольчик А.Е. Повышение устойчивости горного массива при интенсивной отработке угольных пластов пологого падения // Вісті Донецького гірничого інституту. – 2007. - № 1. – С. 33 – 39.

© Кольчик Е.И., Ревва В.Н., Кольчик А.Е., Софійський К.К. 2008

УДК 622.831.3.001.5: 622.26

ШАШЕНКО А.Н., ГАПЕЕВ С.Н., СОЛОДЯНКИН А.В., ГАВРИШ А.К.,
ТЕРЕЩУК Р.Н., ХОЗЯЙКИНА Н.В., ПАШКО А.Н., ЯНКО В.В. (Национальный гор-
ный университет)

КОМПЬЮТЕРНОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Показаны различные приложения численных методов к решению задач геомеханики для исследования напряженно-деформированного состояния породного массива и оценки устойчивости системы «выработка-породный массив».

Введение. Решение различных инженерных задач при освоении подземного пространства предполагает предварительное исследование и обоснование принимаемых решений. Рассмотрение таких задач в аналитической постановке предполагает использование относительно простых расчетных схем. Их усложнение с целью учета влияния очистных работ, других технологических факторов, наличия области разрушенных пород вокруг очистных или подготовительных выработок, структурных особенностей породного массива резко затрудняет решение, использование простых аналитических зависимостей становится невозможным даже в предположении упругого деформирования породной среды.

Более точное решение поставленной задачи можно получить, если расчетная схема или метод позволяют изначально учесть интересующие исследуемые факторы. Широкие возможности открывают в этом плане численные методы решения, заимствованные из механики твердого деформируемого тела. Наиболее эффективные из них – метод конечных элементов (МКЭ) и метод граничных элементов (МГЭ).

Эти методы представляют собой мощные вычислительные средства, получившие в последние годы особую ценность с развитием компьютерной техники и программного обеспечения. Они достаточно гибки в отношении решения большого разнообразия задач для многосвязных областей с различным типом неоднородностей. Каждый из этих методов имеет свои достоинства и недостатки в зависимости от решения задач с конкретными условиями.

Целью статьи является систематизация результатов решения некоторых геомеханических задач численными методами, выполненных на кафедре строительства и геомеханики Национального горного университета.

1. Задача о параметрах компенсационных полостей при обеспечении устойчивости выработок камерного типа.

Характерным примером использования МГЭ является задача по обоснованию параметров способа управления напряженным состоянием пород вокруг камерных выработок при разработке пильных известняков Крыма. Их месторождения представляют собой плотные, большой мощности толщи почти без трещин, залегающие на небольшой глубине. Для анализа напряженно-деформированного состояния (НДС) пород в таких условиях могут быть использованы с достаточной степенью точности методы теории упругости. Применяемый для решения задачи МГЭ позволяет определять напряжения и деформации в любой точке исследуемой области.

Расчетная схема представляла собой три камеры прямоугольного поперечного сечения. В углах камер под углом α_c располагались щелевые пропилы длиной l_c с внутренним давлением P_c .

Задача усложнялась тем, что исследуемый способ управления НДС породного контура основан на применении компенсационных полостей (пропилов), длина которых на порядок отличается от периметра выработки. В связи с этим предварительно были проведены исследования влияния количества аппроксимирующих граничных элементов, а также различия их длин на точность расчетов.

На основе известных алгоритмов, а также с учетом результатов проведенных исследований, был разработан новый программный продукт (ПП) *Underground*, на современном уровне реализующий метод граничных элементов.

На рис. 1 приведен один из вариантов расчета, характеризующий состояние приконтурного массива в окрестности камеры прямоугольного поперечного сечения, находящейся в устойчивых породах с пределом прочности на одноосное сжатие $R_c = 10 \text{ МПа}$, на одноосное растяжение $R_p = 1 \text{ МПа}$, на глубине $H = 100 \text{ м}$.

Результатом выполненных исследований было установление рациональных параметров компенсационных полостей для повышения на 30-50% устойчивости выработок камерного типа, целенаправленно формирующихся при подземной разработке пильных известняков Крыма [1] с целью их последующего долговременного использования.

2. Исследование явления потери устойчивости почвы протяженной выработки.

В основу решения задачи о потере устойчивости пород почвы в протяженных выработках положен упрощенный подход Ишлинского-Лейбензона [2, 3] к исследованию состояния механической системы при потере устойчивости равновесия. Суть его заключается в том, что параметр нагружения вводится только в граничные условия, которые учитывают изменение формы границы при вспучивании. Это обстоятельство существенно упрощает решение.

Полученные в ходе решения упругопластической задачи размеры зоны неупругих деформаций (ЗНД) оценивались на предмет возможности возникновения вспучивания почвы. В качестве критерия использован критерий в виде [4]:

$$\bar{\epsilon}_V r_L^{*2} \ln^2 r_L^* + 2 > 0, \quad (1)$$

где $\bar{\epsilon}_V$ – среднее относительное объемное разрыхление пород (определяется из опытов на сжатие породных образцов в процессе контролируемого разрушения); r_L^* – некоторая критическая величина радиуса ЗНД, приведенного к радиусу выработки R_0 , при которой наступает возможность вспучивания.

В случае выполнения неравенства (что означает наступление потери устойчивости почвы и начало пучения), в конечно-элементных узлах на контуре выработки в почве задавались новые граничные условия в виде дополнительных перемещений. Величина этих дополнительных перемещений принималась равной «порогу пучения» [5] и составляла 0,3 м. Конфигурация нового контура почвы задавалась в виде косинусоиды с максимумом по центру выработки.

Аналізу подвергались размеры ЗНД вокруг выработки при данной величине перемещений в почве (рис. 2). Установлено, что размеры ЗНД в почве выработки при величине вспучивания 0,3 м в 2-3 раза превышают начальные.

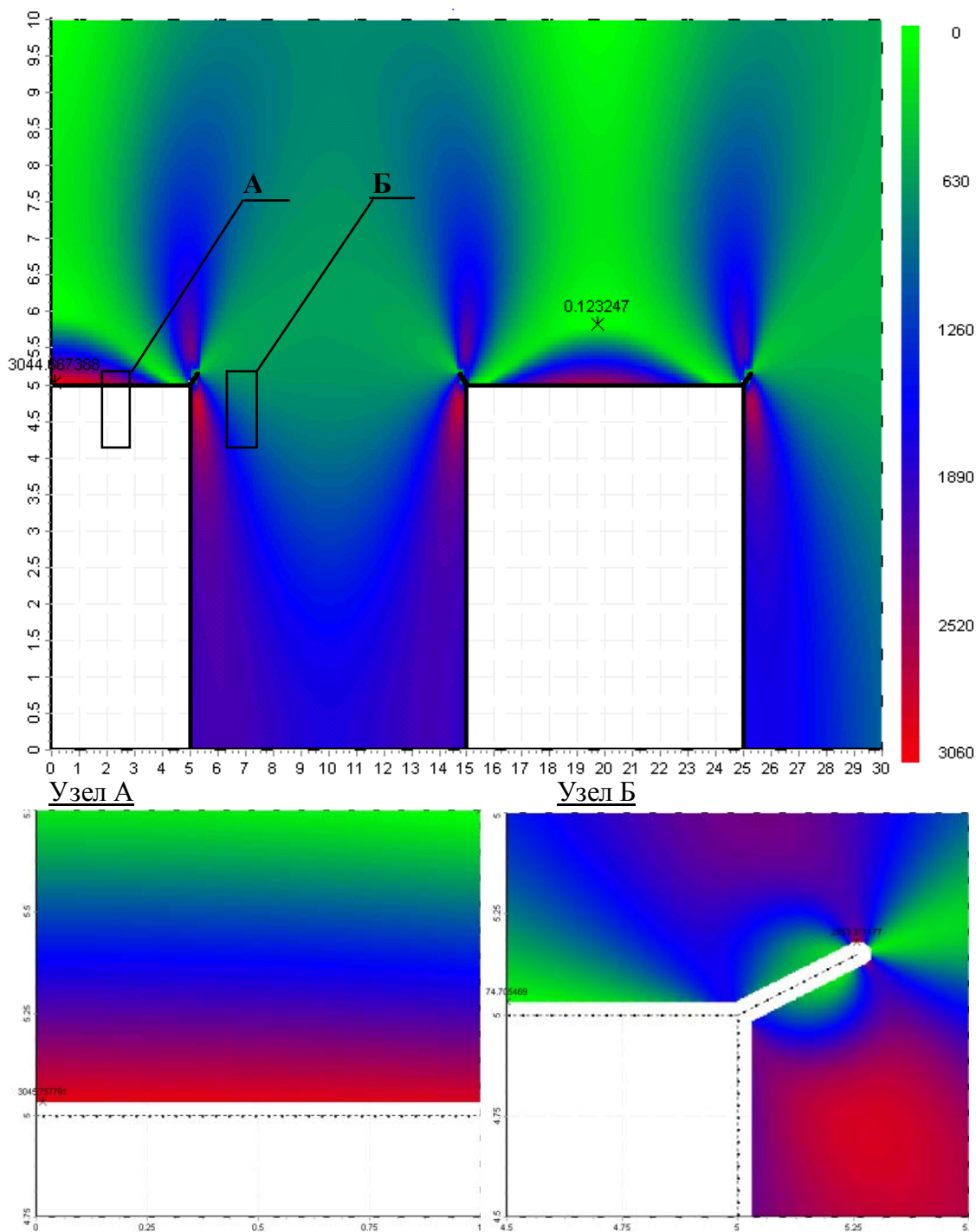


Рис. 1. Распределение эквивалентных напряжений в окрестности камер с применением компенсационных полостей длиной $l_c = 30$ см, расположенных под углом $\alpha_c = 30^\circ$ с внутренним давлением $P_c = 3$ МПа при $\sigma_{yy} = 1.2$ МПа, $\mu = 0.3$, $\psi = 0.125$

Натурные наблюдения за состоянием выработок, моделирование которых осуществлялось для условий по пласту 18 на шахте «Белозерская» ГП «Добропольеуголь», показали характерные в таких условиях деформации крепи, как результат пучения почвы при сравнительно небольших деформациях крепи в кровле.

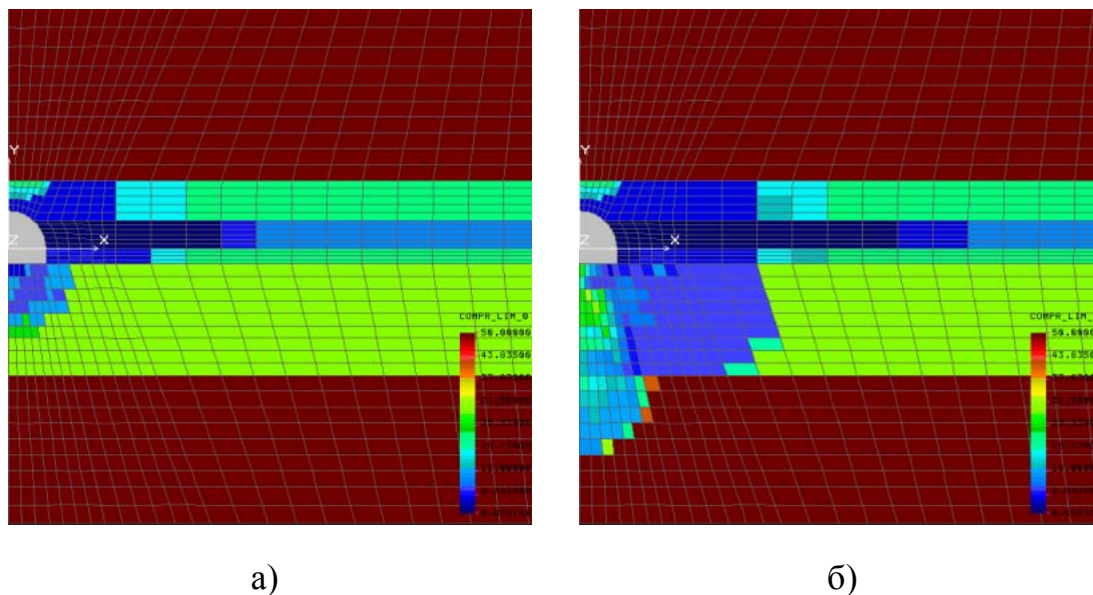


Рис. 2. Конфигурация зон неупругих деформаций до (а) и после (б) вспучивания (существенно неоднородный массив)

3. Деформирование породного массива в окрестности протяженной выработки, закрепленной анкерной крепью.

Решение задачи об НДС породного массива вокруг выработки, закрепленной анкерной крепью, выполнено с целью обоснования параметров анкерной крепи для условий шахты «Алмазная» ГП «Добропольеуголь». Для выполнения расчетов использован метод конечных элементов.

Учет нелинейного поведения массива производится путем решения задачи известным методом секущих модулей [6]. В ходе решения определяются те конечные элементы, имитирующие горные породы, в которых выполняется условие

$$\sigma_e \geq R_c \quad (2)$$

где R_c – предел прочности породы на одноосное сжатие, σ_e – эквивалентное напряжение, определяемое через компоненты тензора напряжений в точке в соответствии с критерием прочности Парчевского-Шашенко [7]:

$$\sigma_s = \frac{1}{\psi} \left[(\psi - 1) \frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} + \sqrt{(1 - \psi)^2 \left(\frac{\sigma_1 + \sigma_3}{2} \right)^2 + 4\psi \left(\frac{\sigma_1 - \sigma_3}{2} \right)^2} \right].$$

где $\psi = R_p/R_c$ – величина отношения предела прочности на растяжение к пределу прочности на сжатие, а σ_1, σ_3 – главные значения тензора напряжений.

Эти элементы сформировали новую группу, которая характеризуется нелинейными механическими свойствами и моделирует разрыхленную породу. Рис. 3 дает представление об общей форме и размерах области разрыхления при установке в выра-

ботке семи анкеров длиной 1,0 (рис. 3,б); 2,5 (рис. 3,в) и 3,0 м (рис. 3, г). На рис. 3, а представлена зона разрыхления в выработке при отсутствии анкеров.

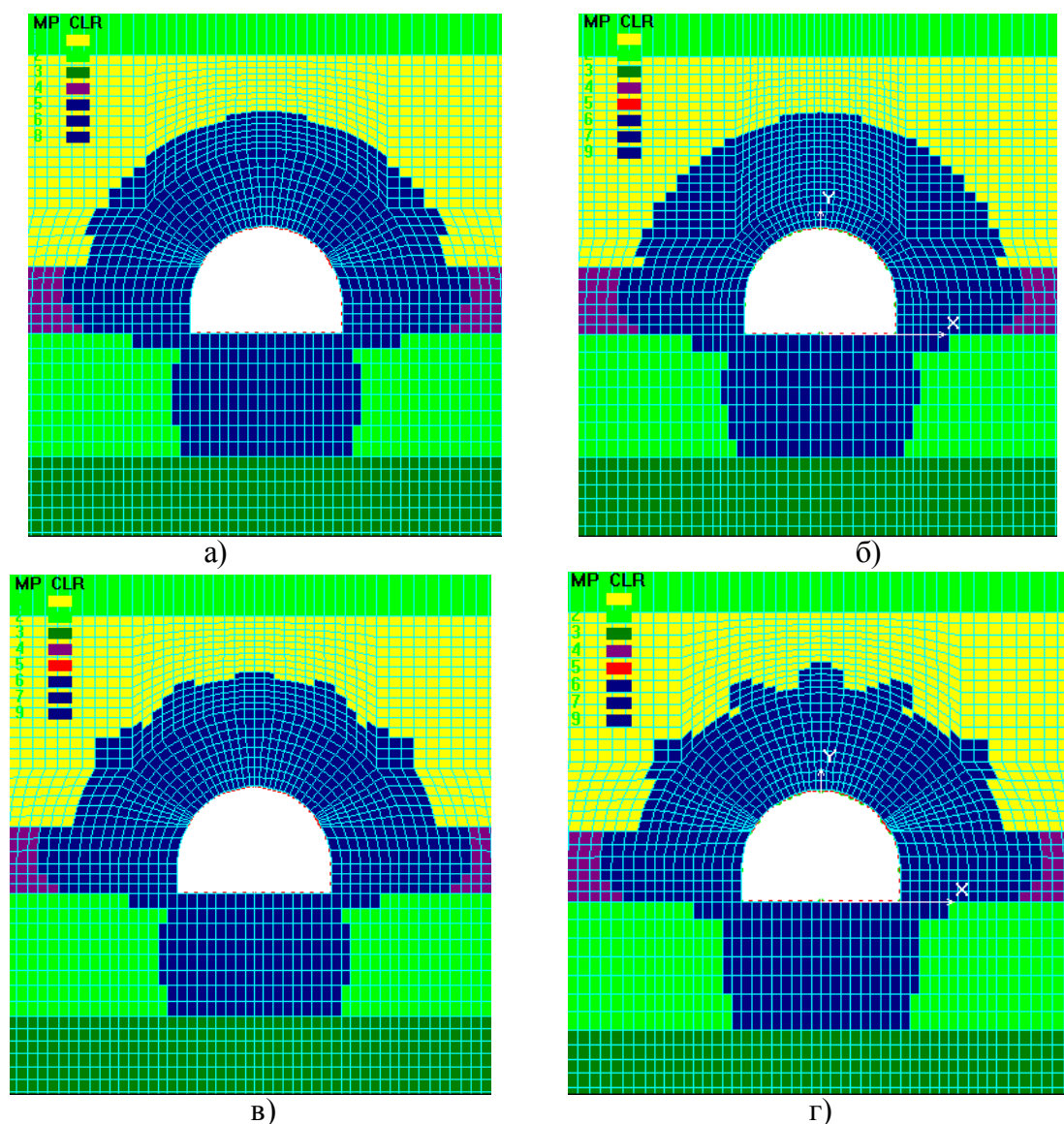


Рис. 3. Зона разрыхления в выработке при различной глубине анкеров

Анализ НДС приконтурного массива вокруг выработки с анкерной крепью показывает, что при ее проведении в неоднородном породном массиве и установке анкерной крепи с параметрами: плотность анкерования $0,8 \dots 1,2$ анк/м², длина анкеров $2,2 \dots 2,5$ м, также весьма значительно снижается уровень напряжений и перемещений на своде выработки, что приводит к повышению ее устойчивости [8].

4. Компьютерное моделирование процесса обрушения сложноструктурной кровли в лавах пологопадающих пластов.

Процесс обрушения основной кровли в лаве сопровождается рядом специфических проявлений горного давления, которые затрудняют работу механизмов, снижают темпы проходки и безопасность ведения очистных работ. Поэтому возникает задача прогнозирования момента обрушения пород основной кровли.

Изменение НДС породного массива при очистной выемке связано с непрерывным перераспределением концентрации напряжений, которое вызвано постоянным продвижением очистного забоя, т.е. увеличением размеров обнажения.

Для определения изменений НДС пород рассмотрена последовательность расчетных схем, имитирующих продвижение очистного забоя. Нагрузка на контуре области задавалась с учетом коэффициента пригрузки k_σ . Решение задачи по МКЭ заключалось в выполнении последовательности расчетов (этапов), на каждом из которых моделировалась полость различных размеров (рис. 4).

В произвольной точке исследуемого массива угроза разрушения материала определяется на основе точечного критерия прочности, имеющего вид (2). Область массива, внутри которой выполняется условие (2), считается разрушенной. Однако обрушение пород кровли может произойти только в том случае, если выполняется интегральное условие прочности, определяющее целостность всей системы «выработка-породный массив», имеющее вид [9]

$$a = \frac{10R_c k_c^p h \sin \alpha}{\gamma h - 10R_c k_c^p}, \quad (3)$$

где k_c^p – коэффициент структурного ослабления при растяжении ($k_c^p = 0,1 k_c$); h – высота пород основной кровли, м; α – угла наклона боковых линий аппроксимированной параболы свода обрушения кровли к горизонту. Параметр a в выражении (3) имеет смысл шага обрушения пород кровли.

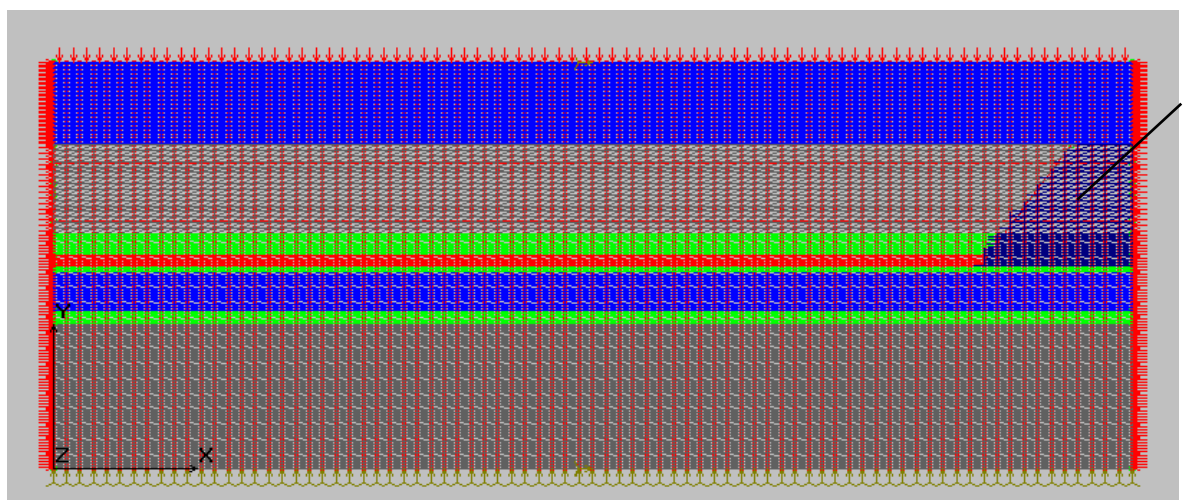


Рис. 4. Первоначальная компьютерная модель породного массива для изучения параметров установившегося шага обрушения, аппроксимированная треугольными элементами (1 – зона обрушенных пород)

Смыкание области, внутри которой выполняется точечное условие прочности (2), с границами области, определенной в соответствии с интегральным условием (3), служит признаком потери равновесия, т.е. обрушения пород кровли.

Определив в каждой точке массива значения эквивалентных напряжений и связанные с ними значения запаса прочности, можно оценить размеры и место положения условных зон разрушения для сравнительного анализа изменений, которые произошли в массиве на каждом этапе продвижения очистного забоя.

Качественная картина размера и местоположения условной зоны разрушения при генеральном обрушении представлена на рис. 5, в при $l_0=110$ м. Линия 1 ограничивает

область, в пределах которой выполняется точечный критерий прочности (2), а линия 2 ограничивает поверхность, на которой величина растягивающих нормальных напряжений превосходит предел прочности на растяжение, т.е. выполняется интегральный критерий прочности (3). В предельном состоянии обе эти линии практически совпадают и образуют криволинейный свод обрушения.

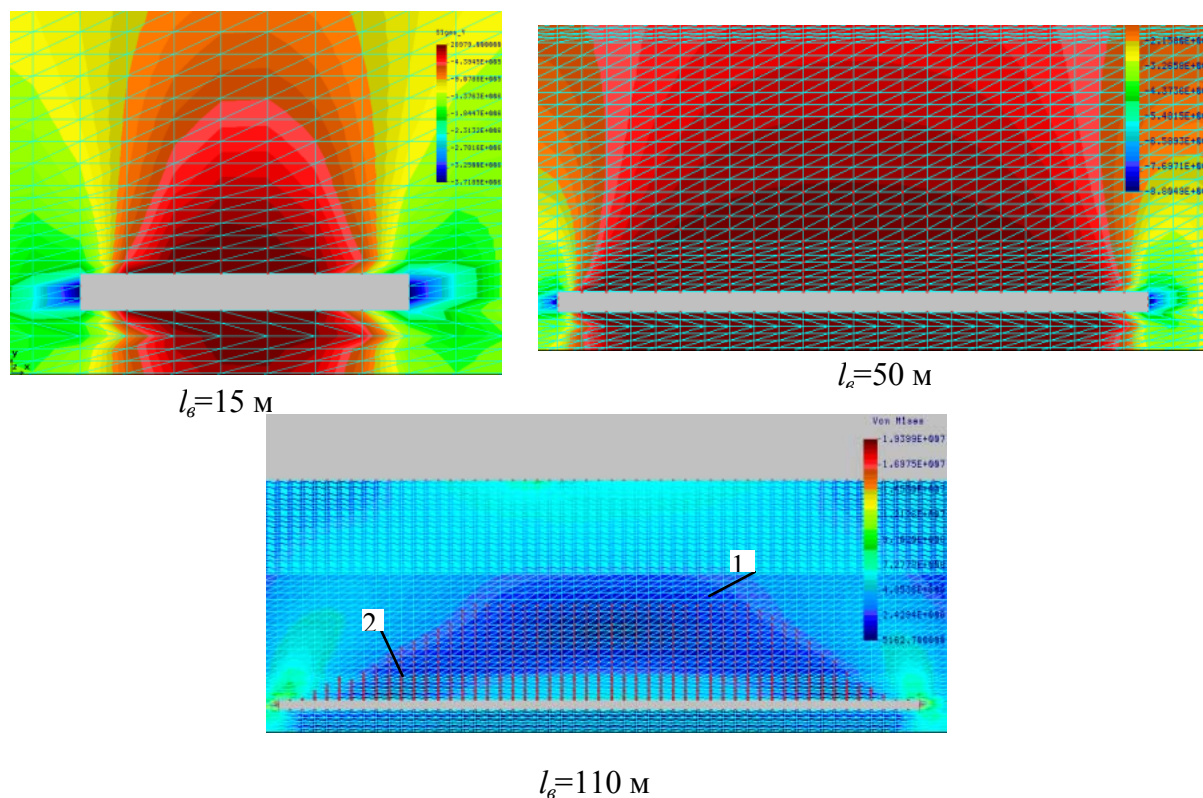


Рис. 5. Качественные картины условных зон разрушения кровли угольного пласта, представленные куполообразной формой, размеры которой по мере увеличения выработанного пространства растут, и при $l_g=15 \text{ м}$, 50 м охватывают постепенно непосредственную кровлю, а при $l_g=110 \text{ м}$ – всю основную кровлю.

5. Оценка устойчивости выработок, пройденных в сложноструктурном породном массиве.

При сооружении южного полевого штрека гор. 1315 м шахты «Родина» ОАО «Криворожский железорудный комбинат» была применена методика оценки устойчивости, включающая компьютерное моделирование условий заложения выработки. Суть методики заключается в следующем:

- анализу подвергаются имеющиеся данные о горно-геологических условиях по трассе проводимой (или проектируемой) выработки;

- на основе этого анализа выбираются некоторые характерные участки трассы, в пределах которых наблюдаются особенности массива, которые могут повлиять на устойчивость выработки, например, геологические нарушения, пересечение границы контакта пород с различными физико-механическими параметрами, участки локального ослабления пород в массиве (повышенная трещиноватость, обводненность и т.п.) и др.;

– для выбранных участков на ЭВМ решается упругопластическая задача о НДС массива в окрестности выработки, расположенных на заданной глубине при заданных условиях;

– по результатам расчета определяются условия эксплуатации выработки (размеры и конфигурация зоны неупругих деформаций, распределение напряжений в окрестности выработки) и оценивается ее устойчивость по критерию, учитывающему возможность вспучивания [10]:

$$K_y = \frac{r_L^*}{r_L} = 1, \quad (4)$$

где r_L – радиус зоны неупругих деформаций, отнесенный к радиусу выработки.

Если критерий (4) меньше единицы, то в выработке ожидается вспучивание пород почвы и состояние выработки в целом неустойчивое, т.е. в данных условиях при данной крепи эксплуатировать выработку нецелесообразно.

В ходе компьютерной оценки устойчивости южного полевого штрека были получены размеры и форма ЗНД вокруг выработки для четырех выделенных участков на которых ожидалась и наблюдалась различная устойчивость штрека.

Из рисунка 6 видно, что во всех случаях параметры зоны неупругих деформаций различны, что и обуславливает различную устойчивость выработки на этих участках: показатель K_y принимает значения от 0,87 (для ситуации на рис. 6, а) до 2,03 (для ситуации на рис. 6, б). Вполне очевидно, что характер и величина смещения пород в пределах ЗНД на указанных участках будет различной и тем большей, чем больше размеры этой зоны нарушенных пород.

Конфигурация зон разрыхления (рис. 6) свидетельствует: в таких условиях будет иметь место несимметричная нагрузка на крепь, что может и наверняка приведет к концентрации напряжений в ее элементах. Следовательно, в этом случае необходимо проводить проверочный расчет крепи на устойчивость с учетом характера формирования нагрузки, перейдя от величин смещений к величинам действующей на крепь нагрузки.

6. Состояние породного массива в окрестности протяженной выработки в условиях вывалообразования.

Полость вывала породы оказывает дополнительное влияние на состояние породного массива, и как следствие, на устойчивость выработки, находящейся в подобных условиях. Задача исследований в этом случае заключается в определении уровней напряжений, деформаций и величин перемещений на контуре такой выработки, оценить ее устойчивость и влияющие факторы.

При решении задачи с применением МКЭ рассматривается ситуация, когда выработка арочной формы закреплена крепью, обладающей отпором P_0 . При этом породы в ближней окрестности контура обнажения подвержены объемному разрыхлению (дилатансии), т.е. являются упругопластической средой. Считается, что область породного массива переходит в разрыхленное состояние в том случае, когда для материала внутри нее выполняется условие (2). Размеры полости вывала могут варьироваться, тогда, как ее положение относительно вертикальной оси выработки определяется трещиноватостью и остается постоянным.

Анализ полученных результатов свидетельствует о том, что увеличение размера зоны разрыхления в кровле выработки не влияет на размер зоны в почве, а, следовательно, и на величину поднятия пород почвы, но существенным образом снижает НДС приконтурного массива.

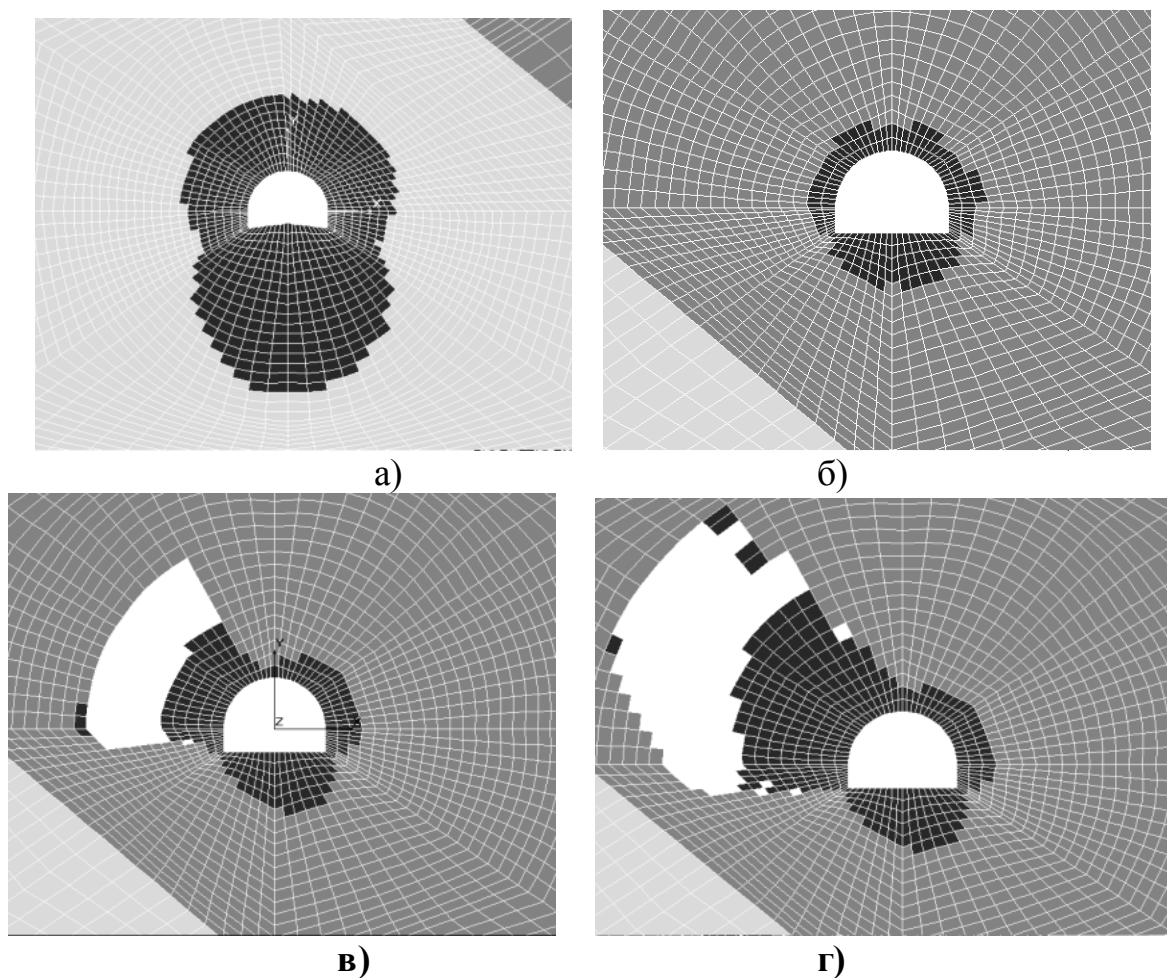


Рис. 6. Расчетные конфигурации зон неупругих деформаций (темный цвет) в окрестности выработки на различных участках трассы

Увеличивается размер зоны пластических деформаций (разрыхления) (рис. 7, 8). При увеличении размера вывала происходит образование в верхней части купола зоны неразрушенных пород и изменение характера распределения напряжений.

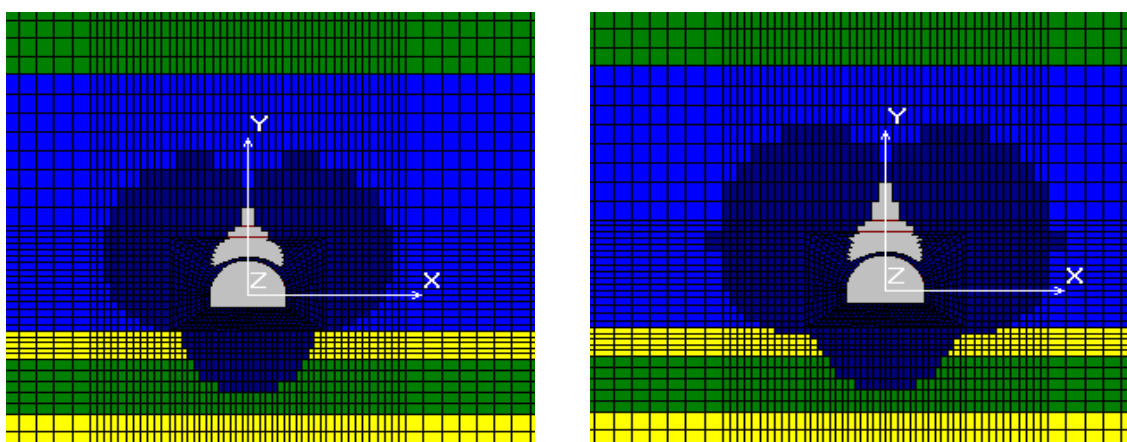


Рис. 7. Зона разрыхления для одиночной выработки с вывалом на высоту R_0 от контура (а), $2R_0$ от контура (б)

С увеличением размера обрушения кровле от 0,5 до 9 м максимальный размер зоны неупругих деформаций увеличивается в 2,14 раза. При этом количество разрушенных элементов в почве выработки остается неизменным или изменяется незначительно. При этом смещения пород на контуре превышают в 1,8 раза максимальные смещения пород при расчете напряженно-деформированного состояния выработки при отсутствии вывала.

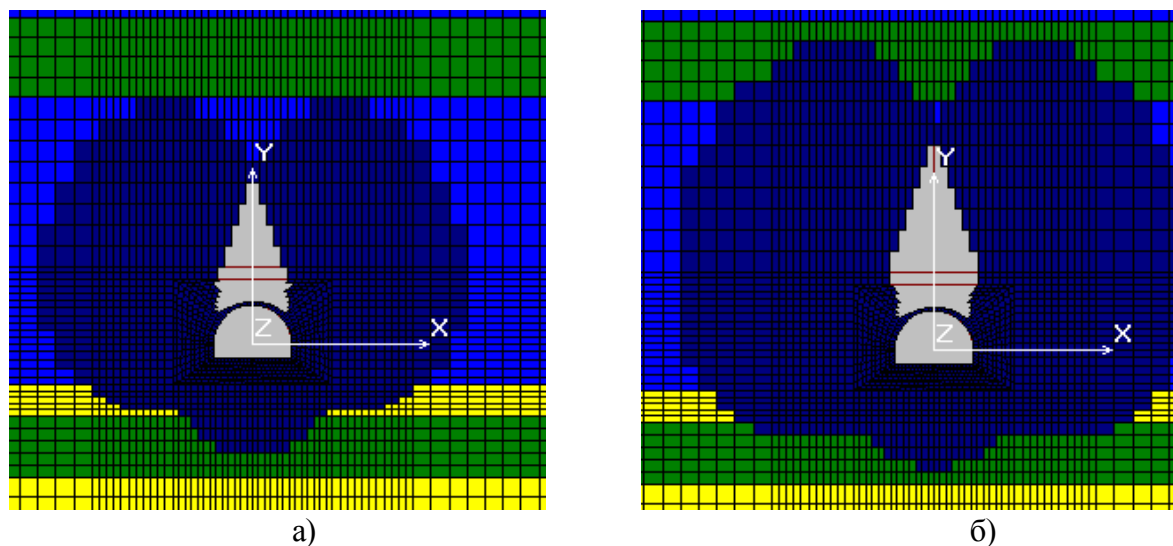


Рис. 8. Зона разрыхления для одиночной выработки с вывалом на высоту $3R_0$ от контура (а) и $4R_0$ от контура (б)

7. Оценка НДС породного массива в окрестности протяженной выработки, пересекающей геологическое нарушение

Состояние протяженных выработок существенно ухудшается при пересечении нарушенного породного массива, что делает актуальной задачу прогнозирования устойчивости выработки при пересечении зон геологических нарушений.

К рассмотрению принята упруго-пластическая задача, в качестве метода исследования выбрана конечно-элементная модель.

Для исследований был выбран типичный породный углевмещающий массив с размерами в поперечном сечении 300 x 200 м. Угол наклона дизъюнктива принят равным 40 градусам. Выработка, вокруг которой исследуется устойчивость породного массива, проходит горизонтально, примерно, посередине по отношению к вертикали исследуемого массива. Высота и ширина выработки составляют 3 м.

Для реализации численной модели десятиметровая зона влияния вокруг дизъюнктива была разбита на 20 одинаковых по ширине частей, каждая из которой имела собственные физико-механические характеристики пород. В частности, прочность породного массива на одноосное сжатие корректировалась варьированием коэффициента структурного ослабления массива, который изменяется по линейному закону в большую сторону по мере отдаления от дизъюнктива. Изменение модуля упругости имела ту же тенденцию, а коэффициент Пуассона – противоположную. Разбиение на относительно большое количество областей с разными физико-механическими свойствами обусловлено стремлением свести к минимуму влияние дискретности. Выработка моделируется вырезом прямоугольной формы, длина которого увеличивается по мере продвижения забоя (рис. 9).

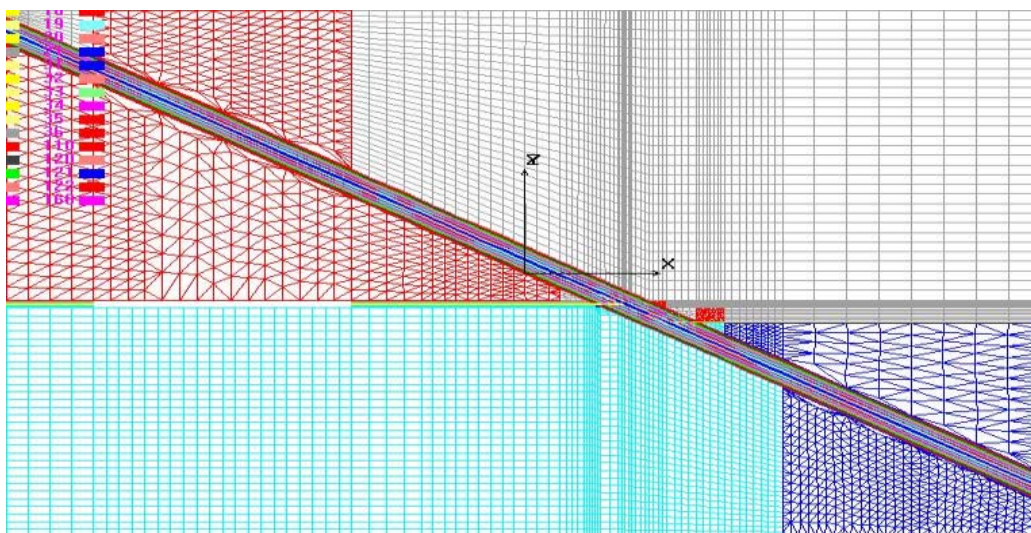


Рис. 9. Расчетная конечно-элементная схема к решению задачи

В процессе расчета в каждом элементе определялись компоненты напряжений и перемещений. Для установления зоны неупругих деформаций определялась величина эквивалентных напряжений и сравнивалась с пределом прочности массива в конкретном конечном элементе. Элементы, в которых соотношение (2) не выполнялось, считались разрушенными.

На рис. 10 показан рост ЗНД вокруг выработки по мере приближения ее забоя к геологическому нарушению и при его пересечении.

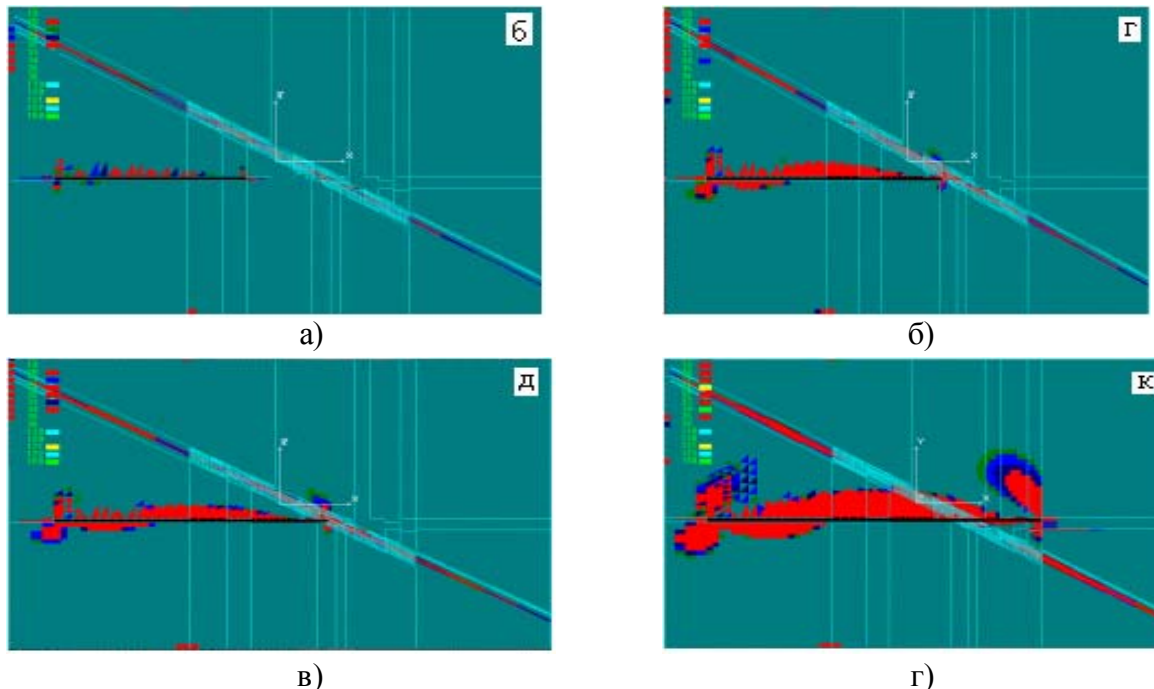


Рис. 10. Изменение зоны неупругих деформаций по мере приближения забоя выработки к геологическому нарушению

Это позволяет количественно оценить соответствующее снижение устойчивости выработки в рассматриваемых условиях.

Таким образом, предлагаемый метод исследования НДС породного массива в окрестности выработок при пересечении ими геологических нарушений дизъюнктивного типа позволяет, в первом приближении, решить поставленную задачу прогнозирования устойчивости и оценки эффективности возможных мероприятий по повышению устойчивости выработок.

Выводы. Приложение численных методов к решению задач геомеханики существенно расширяет условия, в которых становится возможным исследование НДС породного массива, оценка устойчивости системы «выработка-породный массив». Применение соответствующих алгоритмов и подходов позволяет приблизить условия в модели к реальным условиям, изначально учесть влияющие факторы, смоделировать развитие того или иного геомеханического явления, открывая тем самым перед исследователем новые горизонты познания.

Библиографический список

1. **Гавриш А.К.** Геомеханическое обоснование способа управления напряженным состоянием пород вокруг выработок камерного типа. Дис. ... канд. техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 2004. – 195 с.
2. **Ишлинский А.Ю.** Рассмотрение вопросов об устойчивости равновесия упругих тел с точки зрения математической теории упругости // Украинский математический журнал. – 1954. – т.6. – № 2. – С.140-146.
3. **Лейбензон Л.С.** О применении гармонических функций к вопросу об устойчивости сферической и цилиндрической оболочек // Собр. тр. – М., 1951, т.1. – С.50-85.
4. **Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А.** Некоторые задачи статистической геомеханики. – К.: Универ. изд-во «Пульсари», 2002. – 304 с.
5. **Заславский Ю.З.** Исследование проявлений горного давления в капитальных горных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна. – М.: Недра, 1966. – 180с.
6. **Фадеев А.Б.** Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 236 с.
7. **Шашенко А.Н., Майхерчик Т., Сдвижкова О.О.** Геомеханические процессы в породных массивах. – Днепропетровск: НГУ, 2005. – 319 с.
8. **Терещук Р.Н.** Обоснование параметров анкерной крепи капитальных наклонных выработок в условиях шахт ГХК «Добропольеуголь»: Дис. ... канд. техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 2002. – 162 с.
9. **Хозяйкина Н.В.** Закономірності зміни граничного напруженого стану у складно структурній покрівлі лав пологістих вугільних пластів: Автореф. дис. канд. техн. наук: 05.15.09 / НГУ: Дніпропетровськ, 2004. – 17 с
10. **Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П.** Механика горных пород: Учебник для ВУЗов. – К.: Новий Друк, 2004. – 400 с.

© Шашенко А.Н., Гапеев С.Н., Солодянкин А.В., Гавриш А.К., Терещук Р.Н., Хозяйкина Н.В., Пашко А.Н., Янко В.В., 2008

УДК 622.363:627.8

УСАЧЕНКО В.Б.

РАСЧЕТ ДЛИНЫ ЗАКРЕПЛЕНИЯ АНКЕРА В ШПУРЕ ПРИ ПОДДЕРЖАНИИ КАМЕРНЫХ ВЫРАБОТОК ГИПСОВЫХ ШАХТ

Наведено методику розрахунку довжини закріплення анкерерів в масиві порід при підтриманні великопрольотних камер на гіпсових шахтах

Устойчивость камерных выработок на гипсовых шахтах в типичных (благоприятных) условиях обеспечивается выбором рациональных параметров пролетов камер и

целиков. Однако, в условиях расслаивающихся и склонных к вывалообразованию пород возникает необходимость упрочнения массива потолочин камер. Поскольку ширина камер достигает 10-15 м, а высота – 10-25 м использование подпорных крепей неэкономично. В связи с этим применяют анкерные и анкерные стяжные крепи. Особенность здесь связана с тем, что оставленные в потолочине камер многослойные защитные гипсовые пачки имеют мощность 5-9 м. В таких условиях возникает необходимость применения анкеров длиной 3-3,5 м.

Для достижения высокой надежности работы анкеров (металлополимерных, железобетонных, на основе неорганических патронированных веществ) стремятся замолитить в шпуре максимальную длину металлического стержня. Однако здесь возникает задача оптимизации этого параметра, как по технологическим, так и экономическим соображениям. Практика применения анкерных крепей на гипсовых шахтах свидетельствует о необходимости выбора рациональной длины закрепления анкера, при которой обеспечивается требуемая его несущая способность. Известно, что последняя обеспечивается хорошим сцеплением анкера с закрепителем, а закрепителя с горным массивом. В связи с этим важным является совершенствование профиля арматуры. Поэтому нормативными документами [1] рекомендовано угольным шахтам перейти на изготовление анкеров из арматуры периодического серповидного профиля вместо арматуры периодического кольцевого профиля. Строительной практикой доказано эффективность видоизменения ребер арматуры кольцевого профиля на серповидный [2], что существенно повышает сцепление арматуры с бетоном. Подтверждением этому является и горная практика [3].

Учитывая, что многослойные защитные пачки потолочины камер на гипсовых шахтах достигает 5-9 м, глубина анкерования гипсового массива может достигать 3,0 м, реже 3,5 м, поэтому возникает задача определения оптимальной длины закрепления анкера в шпуре.

Для разработки расчетной методики использован подход, заимствованный из строительной практики по расчету длины анкерования арматуры в железобетонной конструкции без предварительного ее напряжения [4] с доработкой методики в части учета особенностей работы анкера в гипсовом массиве.

Трансформируя формулу СНиП 2.03.01-84 в индексации привычной для геомехаников, запишем аналитическое выражение для определения длины закрепления анкера:

$$l_{ан} = \left(\omega_{ан} \cdot \frac{\sigma_{ра}}{\sigma_{сз}} + \Delta\lambda_{ан} \right) \cdot d, \quad (1)$$

где значения $\omega_{ан}$, $\Delta\lambda_{ан}$ принимаются из [5] и равны – 0,7; 20 (арматура); 1,2; 20 (гладкий стержень); $\sigma_{ра}$ - предел прочности арматуры на растяжение; $\sigma_{сз}$ - предел прочности на сжатие закрепителя (при железобетонном анкере бетона или пород); d - диаметр анкера.

Согласно Еврокоду 2 базовая длина анкерования арматуры (в нашем случае анкера) определяется по формуле:

$$l_{ан} = \frac{d}{4} \cdot \frac{\sigma_{ра}}{\sigma_{сц}}, \quad (2)$$

где $\sigma_{ра}$ - предел прочности арматуры на растяжение (365 МПа); $\sigma_{сц}$ - расчетное сопротивление сцепления анкера с вяжущим заполнителем.

Расчитанная величина $\sigma_{сц}$ сопоставлена с полученной по Еврокоду 2 и новому СНиП.

В первом случае она определяется зависимостью:

$$\sigma_{сц} = \frac{2,25 \cdot \sigma_{рз}}{\gamma_3}, \quad (3)$$

где $\sigma_{рз}$ - предел прочности заполнителя (бетона, полимерного материала, пород) на растяжение: $\gamma_3 = 15$.

Формула справедлива при диаметре анкера $d \leq 32$ мм.

Во втором случае $\sigma_{сц}$ определяется по формуле:

$$\sigma_{сц} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \sigma_{рз}, \quad (4)$$

где η_1 - коэффициент, учитывающий влияние профиля арматуры анкера: для гладкого стержня: $\eta_1 = 1,5$; для периодического профиля $\eta_1 = 2,5$; η_2 - коэффициент, учитывающий влияние диаметра анкера: для диаметров арматуры до 32 мм включительно: $\eta_2 = 1,0$; при диаметре более 32 мм – $\eta_2 = 0,9$.

Принимая во внимание длительный период работы анкерной крепи в камерах гипсовых шахт, в формулу (4) введены поправочные коэффициенты, учитывающие реологические эффекты $K_{дл}$ - и физико-химические эффекты работы вяжущего на цементной основе в условиях сульфатов - K_c . Тогда формула (4) запишется в таком виде:

$$\sigma_{сц} = \eta_1 \cdot \eta_2 \cdot \sigma_{рз} \cdot K_{дл} \cdot K_c, \quad (5)$$

где $K_{дл} = \sqrt{1 - \chi/\beta}$; χ/β - реологический показатель гипсов, изменяющийся от 0,3 до 0,6 [6]. Величина коэффициента $K_c = 0,85$ [7].

Результаты расчета величины $\sigma_{сц}$ приведены в табл. 1.

Табл.1 Расчетная величина $\sigma_{сц}$

Порода	$\sigma_{рз}$ МПа	χ/β	$K_{дл}$	K_c	η_1	η_2	$\sigma_{сц}$, МПа
Гипс белый	1,2	0,65	0,59	0,85	2,5	1,0	1,50
Гипс серый	2,0	0,35	0,81	0,85	2,5	1,0	3,44

Таким образом, величина $\sigma_{сц}$ в зависимости от типа гипса может варьировать в больших пределах от 1,5 до 3,5 МПа.

Привлекая формулу (2), вычислим требуемую величину закрепления анкера в шпуре:

$$e_{ан}^{сб} = \frac{2,4}{4} \cdot \frac{365}{1,5} = 146 \text{ см} (\sim 150 \text{ см}), \quad (6)$$

$$e_{ан}^{сг} = \frac{2,4}{4} \cdot \frac{365}{3,44} = 64 \text{ см} (\sim 65 \text{ см}), \quad (7)$$

Эти величины относятся к системе «металлический анкер – вяжущий раствор». Анализ данных практики применения анкеров с закрепителем на цементной основе показывает, что в слабых белых гипсах длина конца анкера, закрепляемого в шпурах, составляет 120-130 см, в серых гипсах – 60-70 см. Важно подчеркнуть, что эти величины расчетные, получены при введении коэффициентов $K_{дл}$ и K_c , снижающих $\sigma_{сц}$, однако этим повышается адекватность расчетной модели.

Важной является также оценка величины закрепления анкера в шпуре в системе «вяжущий раствор – порода». Для ее расчета можно применить формулу:

$$v_{ан} = \frac{N}{\sigma_{ци}^n \cdot d_{ш} \cdot \pi}, \quad (8)$$

где N - принятая несущая способность анкера; d - диаметр шпура (45 мм); $\sigma_{ци}^n = 4$ МПа.

Расчетная величина $v_{ан}$ согласно (8) составляет 35 см при $N = 200$ кН.

Очевидно, что необходимо принимать величину $v_{ан}$, вычисленную по формулам (6) и (7).

Полученные результаты использованы при обосновании параметров возведения анкерной стяжной крепи на гипсовых шахтах.

Библиографический список

1. РД 12.01.01.501-98. Система обеспечения надежного и безопасного функционирования горных выработок с анкерной крепью. Минуглепром Украины. – К- 1998. – 59 с.
2. А.с. 1770534. Арматурный стержень серповидного периодического профиля // И.А. Узун (СССР); Опубл. 1992. Бюл. № 39.
3. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт. – Днепропетровск, 2002. – 372 с.
4. Узун И.А. Сопоставительный анализ результатов расчета длины анкеровки арматуры по СНиП 2.03.01-84 и Еврокоду 2 // Будівництво України, 2005. - № 4. – С. 7-9.
5. Пособие по проектированию бетонных и железобетонных конструкций из тяжелых и легких бетонов без предварительного натяжения арматуры (к СНиП 2.03.01-84).
6. Усаченко Б.М. Геомеханика подземной добычи гипса. – Киев, 1982. – 216 с.
7. Брюкнер Х., Дейлер С., Фитч Г. Гипс: изготовление и применение гипсовых строительных материалов. – М.: Изд-во иностр. лит., 1955. – 444 с.

© Усаченко В.Б., 2008

УДК 622.831.24

КОЖУШОК О.Д. (ЗАО «Донецксталь»), БОРЩЕВСКИЙ С.В. (ДонНТУ)

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КОМБИНИРОВАННЫХ ОХРАННЫХ КОНСТРУКЦИЙ ДЛЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ПОВТОРНО ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ВЫЕМОЧНЫХ ШТРЕКОВ

На прикладі шахти «Красноармійська - Західна № 1» представлена розробка геомеханічних принципів і технології комплексного підтримання гірничих виробок. Наведені результати лабораторного моделювання литих смуг з використанням вітчизняного матеріалу «Бі-кріплення».

Зарубежный опыт показывает эффективность технической политики, целью которой является безремонтное содержание подготовительных выработок на все время их эксплуатации. Сложная экономическая ситуация для большинства угольных предприятий Украины не позволяет осуществлять в необходимом объеме комплекс мероприятий, которые бы обеспечили длительное сохранение удовлетворительного состояния выемочных штреков без их перекрепления. Однако передовые предприятия отрас-

ли, к которым относится и шахта «Красноармейская-Западная № 1», постепенно переходят к использованию современных инженерных решений по креплению подготовительных выработок в условиях больших глубин.

Примерно в 70-ых годах прошлого века на угольных шахтах крупнейших угледобывающих стран Европы был перейден порог, за которым возможности старых традиционных подходов к креплению, которое в основном выполняло ограждающую функцию, были исчерпаны. В условиях приближения главных действующих напряжений к величине предела прочности пород попытка повышения жесткости крепи путем простого увеличения поперечного сечения профиля имела лишь временный успех.

Назрела актуальная необходимость в разработке геомеханических принципов и технологии комплексного поддержания горных выработок. Наибольший толчок в этом направлении дали исследования специалистов Западной Германии [1]. В 1969 г. были выполнены первые эксперименты по тампонированию пустот за рамной крепью с целью выравнивания нагрузок на силовоспринимающие поверхности и уже в 1973 г. данный метод получил промышленное внедрение. На 70-е годы приходится и первая волна широкого промышленного внедрения анкерной крепи. Прогнозы относительно полного вытеснения рамной крепи за счет внедрения анкерной не оправдались и дальнейшее совершенствование способов крепления шло путем синтеза комбинированных охранных систем, включающих прежде всего рамы и анкеры.

На шахте «Красноармейская-Западная № 1» накоплен богатый опыт использования комбинированного рамно-анкерного крепления [2]. Геомеханические предпосылки для обоснования паспортов крепления вытекают из условий работы комбинированной охранной конструкции задолго до подхода лавы. Отсюда симметричная схема установка анкером в сечении выработки при использовании симметричной же рамы. Подобная схема оказалась непригодной для поддержания выработок по безцеликовой схеме после прохода лавы с целью их повторного использования.

Для снижения величины нагрузок на крепь после прохода лавы и уменьшения степени их асимметрии на угольных шахтах России и Украины в конце прошлого века достаточно широкое распространение получило использование породных полос [3]. Основными их достоинствами являются дешевизна и работа в режиме нарастающего сопротивления. К сожалению, для условий шахты «Красноармейская-Западная № 1», где вынимаемая мощность пласта достигает 2 м, а глубина ведения горных работ составляет порядка 800 м доставка и укладка необходимого количества материала для создания эффективно работающей породной полосы является весьма трудозатратной. К тому же использование современного оборудования, позволяющего обеспечить нагрузку на очистной забой до 5 000 т угля в сутки требует сечения подготовительной выработки 15,5 м² и более. С учетом значительного уплотнения материала породной полосы весьма проблематично обеспечить приемлемую потерю сечения после отхода лавы.

С учетом положительного опыта, накопленного на угольных шахтах Германии [4] и Польши [5], специалисты «ЗАО «Донецксталь» и шахты «Красноармейская-Западная № 1» при методической поддержке ученых ИГТМ НАН Украины разработали и внедряли комплексную технологию охраны повторно используемых горных выработок, которая включает возведение литых полос [6].

Литая полоса является эффективной охранной конструкцией, но ее широкое повсеместное использование сдерживается значительной стоимостью материала. Первоначальная ориентация на использование импортных материалов (польского «Текбленда» и германского «Про-Монт Пэ-Аш 61» показала неприменимость такого выбора для условий шахты «Красноармейская-Западная № 1. По технологическим условиям транспортировка заливочной смеси должна осуществляться на расстояние до 100 м, что требует повышения содержания воды в растворе. При приемлемом для транспортирования

водоцементном соотношении 2 : 1 прочность образцов из материала «Текбленд» по данным лабораторных испытаний на 28 сутки составляла лишь 4,6 МПа. Для материала «Про-Монт Пэ-Аш 61» указанная величина значительно выше – порядка 18 МПа, однако и она является недостаточной. К тому же следует учитывать высокую стоимость импортных материалов.

Наиболее подходящим для возведения литых полос на угольных шахтах Донбасса является отечественный материал «БИ-крепь», на состав которого получен патент Украины № 53569А. Вяжущей компонентой является портландцемент. В качестве наполнителя используется кварцевый песок с примесью кремнезема и дробленой карбонатной породы. Для регулировки времени схватывания служат добавки хлористого кальция и сахара.

В лабораторных условиях был выполнен обширный комплекс исследований нового материала. Важнейшим составным элементом исследований было определение его физико-механических свойств в процессе твердения. Испытания материала проводились в соответствии с требованиями, предъявляемыми к бетону. При испытаниях была достигнута прочность на одноосное сжатие порядка 40 МПа на 28 сутки после заливки смеси, что существенно превышает результаты для импортных материалов. Однако следует учитывать, что в реальных условиях твердеющая смесь работает совместно с органной крепью, которая воспринимает на себя часть сжимающего усилия, имеет свои собственные деформационные характеристики, а также обеспечивает частичный боковой подпор разрушающегося материала. Наиболее интенсивное перераспределение нагрузок между отдельными элементами системы происходит в первые дни твердения полосы. Указанный режим работы фрагмента литой полосы и был смоделирован в лабораторных условиях. При моделировании были использованы те же материалы, что и в натуральных условиях. Соблюдено также геометрическое подобие заливочных ячеек в натуре и на модели. Соотношение сторон (ширина, длина, высота) заливаемого объема составляет 0,8 : 1,2 : 1,8. Толщина деревянной стенки равна 0,1 от высоты модели. Внешний вид партии подготовленных к испытаниям моделей представлен на рис. 1.

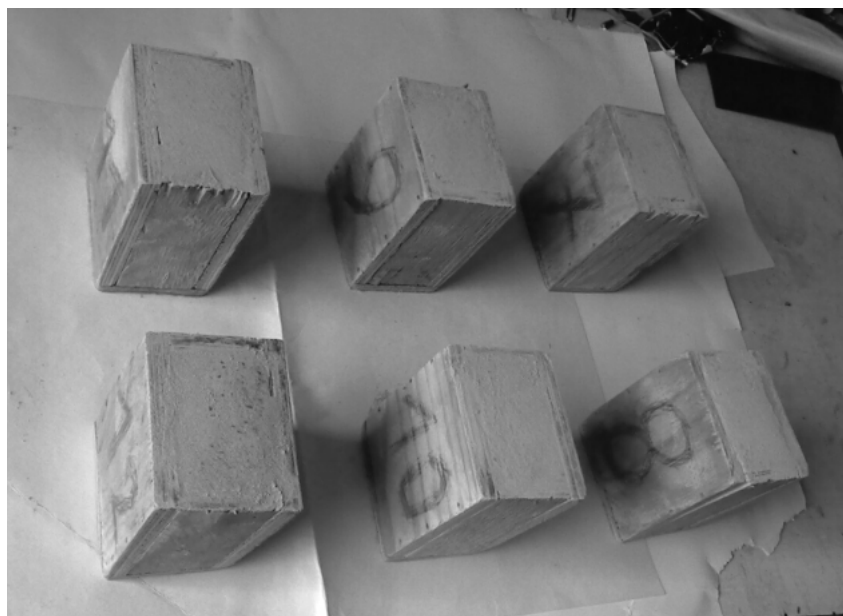


Рис. 1. Внешний вид моделей литой полосы в деревянной обойме

Для возможности сравнения были изготовлены модели с использованием для приготовления смеси водопроводной воды, а также шахтной воды после ее отстаивания в течение 1 суток. Результаты анализа состава шахтной воды приведены в табл. 1. Полученные данные сравнивались с нормативными значениями для затворения высококачественного бетона согласно ГОСТ 23732-79 «Технические условия. Вода для бетонов и растворов».

Табл. 1. Состав шахтной воды для приготовления заливочной смеси

Параметр	Размерность	Нормативное значение	Реальное значение
водородный показатель рН	усл. ед.	от 4,0 до 12,5	8,9
хлориды	мг/л	не более 350	204,1
сульфаты	мг/л	не более 600	137,0
ПАВ		не более 10	1,48
растворимые соли	мг/л	не более 2000	4648
взвеси	мг/л	не более 200	6,6

С учетом того, что несущая способность модели определяется прочностными характеристиками деревянной оболочки и твердеющей смеси, в качестве комплексной прочностной характеристики модели взято отношение текущего усилия P сжимающего нагружения к полному поперечному сечению модели – эффективное напряжение σ^* . На начальной стадии твердения смеси значение указанного параметра определяется в основном прочностными характеристиками деревянной оболочки, а при значительных сроках твердения – прочностью отвердевшей смеси. Предел нарастания отпора сжимающим нагрузкам оценивается эффективной прочностью $\sigma_{сж}^*$.

В качестве эффективной деформационной характеристики служит относительная продольная деформация модели ε^* , которая соответствует достижению разрушающего напряжения.

Результаты испытаний моделей представлены в табл. 2

Табл. 2. Результаты испытаний моделей фрагментов литой полосы

Время твердения, суток	Эффективная прочность $\sigma_{сж}^*$, МПа при использовании воды:		Отн. продольная деформация ε^* , % при использовании воды:	
	водопроводной	шахтной	водопроводной	шахтной
0,25	11,0	10,3	3,4	3,7
1	12,2	10,5	3,1	2,7
2	12,6	11,4	3,8	3,6
4	20,2	16,7	3,9	3,3

Табл. 2 свидетельствует о том, что прочностные характеристики системы в виде образца в деревянной оболочке при использовании шахтной воды с конкретным составом примесей на 7 – 20 % ниже, чем при использовании водопроводной. При другом составе эта цифра может быть иной.

Важной особенностью охранной конструкции является ее способность к плавному характеру деформаций при возрастании нагрузки. Информацию о поведении системы под нагрузкой дают полные диаграммы деформирования, полученные при их разрушающих испытаниях на жестком прессе. Исследования диаграмм полного деформирования для указанных моделей носит оригинальный характер, поскольку они отлича-

ются от уже известных диаграмм деформирования заливочных материалов в виде образцов.

Анализ диаграмм показывает, что их характер при затворении заливочной смеси как водопроводной, так и шахтной водой для одного срока твердения практически одинаков. Разница в характере деформирования определяется сроком выдержки модели до начала разрушающих испытаний. Диаграммы деформирования для моделей, в которых приготовление твердеющей смеси осуществлялось с использованием шахтной воды для крайних значений сроков выдержки (0,25 и 4 суток) приведены на рис. 2 и рис. 3 соответственно.

На начальной стадии отверждения раствора охранный конструкция способна к значительным пластическим деформациям как до предела прочности, так и в запредельной области. Процесс разрушения идет весьма плавно. Но уже на четвертые сутки сказывается значительное повышение общей жесткости модели за счет отверждения раствора. Хотя деформации модели за пределом прочности носят плавный характер, момент ее достижения выражен достаточно резко. Обращает внимание тот факт, что практически во всем диапазоне нагружения зависимость между приложенной нагрузкой и относительной вертикальной деформацией для модели близка к линейной.

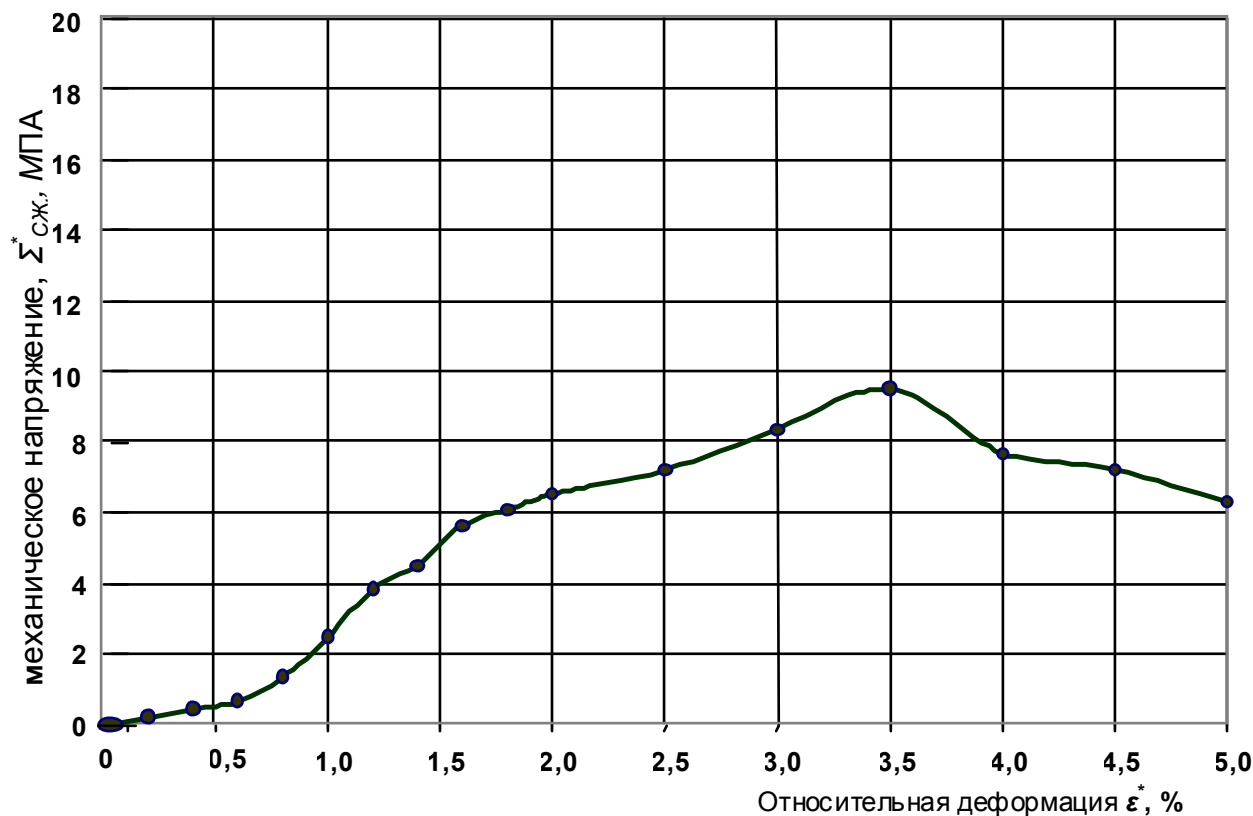


Рис. 2. Полная диаграмма деформирования для модели с твердеющим раствором на шахтной воде через 6 часов после заливки

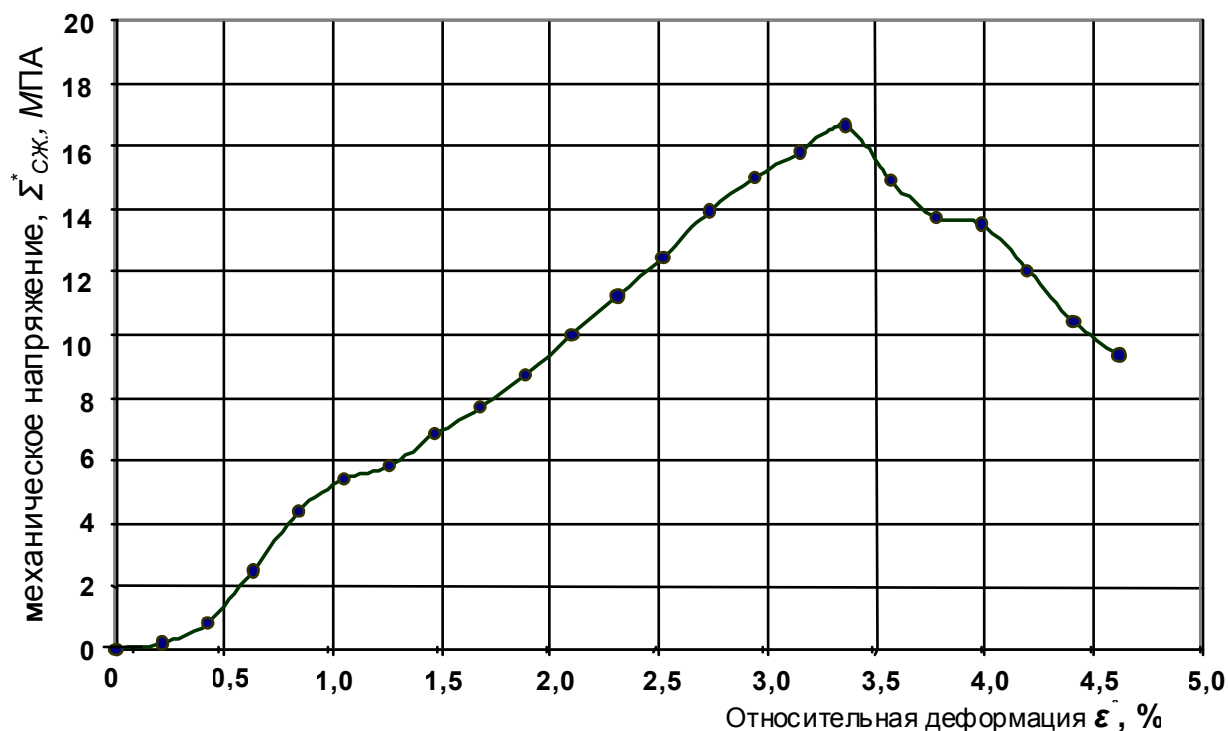


Рис. 3. Полная диаграмма деформирования для модели с твердеющим раствором на шахтной воде через 4 суток после заливки

Таким образом, в пределах восходящего участка диаграммы деформирования система «твердеющая заливка-деревянная обойма» работает в режиме линейно нарастающего сопротивления. Конечная величина сопротивления определяется сроком твердения материала, в течение которого внешняя нагрузка не превосходила предела прочности системы. Следует учитывать, что после прохода лавы остальные элементы охранной системы (анкера и рамная крепь) исчерпали свои возможности по увеличению отпора и работают, в лучшем случае, в режиме постоянного сопротивления. Каждые лишние сутки, которые продлевают существование литой полосы до начала ее разрушения и позволяют набрать ей дополнительную прочность, повышают качественные показатели всей охранной конструкции в целом.

Лабораторные исследования и шахтные наблюдения за состоянием комбинированных охранных конструкций после прохода лавы позволили сделать определенные выводы относительно эффективности работы литой полосы.

Использование литой полосы целесообразно только при обработке лавами большей длины, что позволяет снизить темпы подвигания очистного забоя при сохранении производительности очистного участка;

Литая полоса должна возводиться с минимальным отставанием от забоя, что увеличивает время твердения материала до достижения пиковых нагрузок на охранную конструкцию после прохода лавы и предотвращает расслоение породных блоков в кровле, оказывающих дополнительное давление на полосу.

Весьма эффективным способом снижения нагрузки на полосу в условиях слабой непосредственной кровли оказалась установка дополнительного сдвоенного ряда органной крепи между полосой и выработанным пространством на расстоянии порядка

ширины полосы. Обламывание кровли происходит на границе указанной дополнительной конструкции (рис. 4), предохраняя неокрепшую полосу от действия горизонтальных составляющих нагрузки.

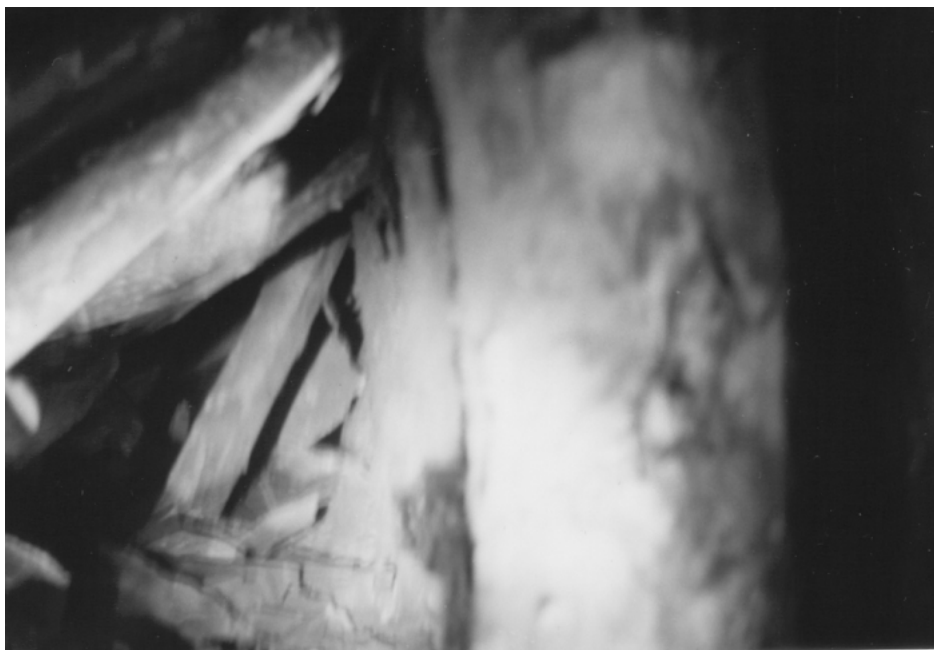


Рис. 4. Обламывание непосредственной кровли на сдвоенном ряде органной крепи в качестве дополнительного элемента охраны литой полосы

Библиографический список

1. **Шгефан К.В.** Арочные и замкнутые по почве системы крепления, средства охраны штреков со стороны выработанного пространства и укрепление пород // Глюкауф, 2004, март № 1. С. 50–57.
2. **Байсаров Л.В.** Геомеханика и технология поддержания повторно используемых выработок / Л.В. Байсаров, М.А. Ильяшов, А.И. Демченко. - Днепропетровск: ЧП «Лири ЛТД», 2005. – 240 с.
3. **Бажин Н.П.** Охрана подготовительных выработок без целиков / Н.П. Бажин, В.В. Райский, Ю.В. Волков и др. - М.: Недра, 1975. - 296 с.
4. **Генте М.** Возведение околострековых полос из гидравлических вяжущих материалов / Глюкауф. – 1970. - № 2. – С. 13–24.
5. **Нелачны П.** Способы обеспечения устойчивости подготовительных выработок в шахте «Земовит» / П. Нелачны, К. Сетляк, Л. Седлак // Новые технологии подземного строительства и добычи полезных ископаемых: мат. междунар. научн.-техн. конф. (г. Алчевск, 11-13 апреля 2008 г.). – Алчевск: ДонГТУ, 2008. С. 34–36.
6. Временный технологический регламент по охране подготовительных выработок угольных шахт литыми полосами из твердеющих материалов // Булат А.Ф., Ильяшов М.А., Усаченко Б.М. и др. – Днепропетровск: РИА «Днепр-VAL», 2004. – 33 с.

© Кожушок О.Д., Борщевский С.В., 2008

УДК 622. 235

ШИМАН Л.Н., УСТИМЕНКО Е.Б. (ГП «Научно-производственное объединение «Павлоградский химический завод»), СОБОЛЕВ В.В. (Национальный горный университет)

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ПРОДУКТОВ ПЕРЕРАБОТКИ ТВЕРДОГО РАКЕТНОГО ТОПЛИВА В ПРОМЫШЛЕННЫХ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВВ

В статье приведены результаты исследований и разработки эмульсионных взрывчатых веществ, а также опыт в использовании эмульсионных ВВ при ведении взрывных работ в условиях карьеров, рудников и шахт. Кроме того, результаты внедрения новых технологий БВР с применением ЭВВ «ЕРА» при механизированном зарядании с использованием смесительно-зарядных машин системы SMS и UMS.

Основные технико-экономические задачи предприятий горно-металлургического комплекса заключаются в обеспечении эффективности ведения буровзрывных работ, конкурентоспособности и снижении себестоимости конечной продукции. Применение новых энергоемких и экологически безопасных ВВ, рациональных схем и надежных средств взрывания, обеспечат не только оперативное управление взрывными работами, но и последующих технологических процессов горного производства в целом. Обеспечение заданных объемов взрывания и увеличения при этом эффективности работ становится в современных условиях производства невозможным при использовании старых технологий, ориентированных главным образом на взрывчатые вещества, содержащие тротил.

Горнодобывающие страны мира накопили большой опыт в использовании эмульсионных ВВ при ведении взрывных работ в условиях карьеров, рудников и шахт. В целом эмульсионные ВВ являются важным направлением в новой энергично развивающейся категории промышленных ВВ. На украинском рынке взрывчатых веществ недавно стали применять современные эмульсионные ВВ отечественного производства (марки «Украинит», «Анемикс», «ЕРА» и «Эмонит»), которые являются более безопасными при использовании и экологически чистыми, способными разрушать горные породы любой крепости.

«Украинит-ПП-2Б» и «Украинит ПМ (ПП-1)» – эмульсионное ВВ прямого эмульсирования разработано Национальным горным университетом совместно с Украинским государственным химико-технологическим университетом [1]. Для изготовления основного компонента «Украинита» – эмульсионной композиции (эмулькома) – на реконструированном пункте "Ингулецкий" (ранее производил окислитель для акватола ГЛТ-20) функционирует промышленная установка.

Эмульсионное ВВ «Анемикс» производится на специальном оборудовании, изготовленном в США в 2001 году по технологии компании «ORICA» специально для ЗАО "Интервзрывпром" и смонтированном на специальном участке комбината "Полтавский ГОК". «Анемикс» – промышленное ВВ состоит из двух фаз: эмульсионной (70÷80%) и твердой (гранулированная или пористая аммиачная селитра).

«Эмониты» представляют собой смесь эмульсии (70%), гранулированной аммиачной селитры (30%), газогенерирующего реагента (1% сверх 100%). Рецепт разработана в ОАО ППП "Кривбасвзрывпром".

Общей особенностью эмульсионных ВВ марки «Украинит», «Анемикс» и «Эмонит» является относительно высокое содержание воды в их составе: от 13÷15% (для зарубежных марок ЭВВ) до 17÷19% (для ЭВВ украинского производства). Очевидно,

что удельная энергия, работоспособность и эффективность применения таких ЭВВ в целом будут возрастать с уменьшением содержания воды в их составе.

Эмульсионные ВВ марки «ЕРА» разработаны и изготавливаются на ГП «НПО «Павлоградский химический завод». Эти ЭВВ представляют собой гетерогенную систему, состоящую из эмульсионной матрицы, наполненной аммиачной селитрой, а при необходимости – энергетическими и технологическими добавками [2]. При этом содержание воды в ЭВВ марки «ЕРА» до 13%. Эмульсионная матрица, которая является основой ЭВВ марки «ЕРА» представляет собой классическую обратную эмульсию. Такая эмульсия образуется путем диспергирования окислительной фазы, представляющей собой раствор аммиачной селитры или аммиачной селитры в смеси с кальциевой (или натриевой селитрой), в горючей фазе. Горючая фаза представляет собой смесь углеводорода и эмульгатора на основе SMO или PIBSA.

Цель работы – разработка эмульсионных ВВ с содержанием продуктов переработки твердого ракетного топлива для механизированного заряжания скважин.

Расчет рецептур эмульсии для ЭВВ «ЕРА» проводился с использованием программы расчета термохимических характеристик взрывчатых веществ. Основными критериями выбора рецептур являлись кислородный баланс, теплота сгорания и состав продуктов разложения. По результатам расчетов выбраны оптимальные рецептуры эмульсий для наливных и патронированных ВВ, табл.1 и 2.

Табл 1. Эмульсия для наливных ЭВВ

Наименование компонентов и основных показателей	Содержание компонентов (%) и характеристики основных показателей					
	1	2	3	4	5	6
Окислительная фаза:	92	92	92	92	92	92
в т. ч. - аммиачная селитра	40	45	45	45	47	47
- вода	17	17	14	12	12	10
Горючая фаза	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0	8,0
Кислородный баланс	-1,69	-3,13	-1,66	-0,69	-1,26	-0,29
Теплота сгорания, кДж/кг	3151	3010	3320	3526	3467	3678

Табл 2. Эмульсия для патронированных ЭВВ

Наименование компонентов и основных показателей	Содержание компонентов (%) и характеристики основных показателей			
	1	2	3	4
Окислительная фаза:	93	93	93	93
в т. ч. - аммиачная селитра	68,0	70,6	71,1	72
- вода	11,0	9,0	8,0	7,0
Горючая фаза	7,0	7,0	7,0	7,0
Кислородный баланс	-0,8	-0,75	-4,2	-4,8
Теплота сгорания, кДж/кг	3104	3204	3100	3437

Водно-масляная внутренняя физическая структура эмульсий принципиально отличается от водосодержащих суспензий (водных гелей). В ЭВВ существенно увеличена поверхность контакта между окислителем и горючим, расположенным в виде пленки на поверхности плотно упакованных жидких микрочастиц (до 0,001 мм) окислителя. Подобное структурное отличие обеспечивает эмульсии ряд уникальных физических и химических характеристик, таких как особые детонационные свойства (степень завершения химических реакций достигает 97%) и безопасность.

Наличие водной фазы в эмульсии обеспечивает необходимый флегматизирующий эффект для снижения чувствительности к механическим (удару, трению) и электростатическим воздействиям (ЭСР) эмульсии и эмульсионных ВВ на ее основе. Это свойство и предопределяет возможность использования эмульсий для создания ЭВВ с продуктами утилизации или переработки военных ракетных топлив (ТРТ), порохов, а также взрывчатых материалов, таких как гексоген, извлекаемых из боеприпасов.

В рамках Государственной программы работ по освоению производства безтротильных взрывчатых веществ промышленного назначения Павлоградским химическим заводом разработаны эмульсионные водосодержащие ВВ (ЭВВ) марки «ЕРА» («ЕРА-I», «ЕРА-II», «ЕРА-III») с использованием продуктов переработки ТРТ. Эмульсионные ВВ «ЕРА» предназначены для ведения взрывных работ на дневной поверхности и в подземных условиях шахт и рудников, не опасных по газу и пыли [3,4].

ЭВВ с продуктами переработки ТРТ могут использоваться как в патронированном виде, так и при механизированном зарядании скважин с использованием СЗМ [2]. Показатели по безопасности при их изготовлении и применении являются не хуже аналогичных показателей для ЭВВ других марок, которые не содержат тротил и гексоген, и лучше по сравнению с традиционными ВВ, содержащими тротил. Очевидно, в эмульсионной среде добавка продуктов переработки ТРТ в количестве до 10% выполняет функцию только энергетической добавки без ухудшения эксплуатационных характеристик и параметров образования токсичных продуктов детонации, количество которых практически остается неизменным. Также, с использованием эмульсионной основы разработаны ЭВВ с добавкой измельченных порохов в количестве 8–10%. Такие ВВ по показателям безопасности при изготовлении и применении не отличаются от аналогичных показателей эмульсионных ВВ, не содержащих порохов. В целом ЭВВ марки «ЕРА-I», «ЕРА-II» и «ЕРА-III» по сравнению с традиционными сыпучими тротилсодержащими ВВ имеют низкую чувствительность к механическим воздействиям, характеризуются отсутствием накопления зарядов статического электричества, высокой водостойкостью и низкой токсичностью продуктов взрыва, удобством в применении и безопасностью в обращении. По степени воздействия на организм человека эмульсионные взрывчатые вещества марки «ЕРА» относятся к веществам 3-го класса опасности.

Эмульсионные ВВ марки «ЕРА» разработаны для патронированного зарядания шпуров и скважин («ЕРА-III»); в виде наливных систем – для зарядания скважин из смесительно-зарядных машин (СЗМ) («ЕРА-I» и «ЕРА-II»). Структура эмульсионной матрицы «ЕРА» позволяет формировать также ее смеси с гранулированными ВВ, типа ANFO и получать, так называемые тяжелые ANFO. Соотношение эмульсии и гранулированного ВВ может составлять от 90:10 до 25:75.

Физико-химическая особенность структуры ЭВВ позволяет изготавливать для конкретных условий применения различные смеси ВВ плотностью от 800 до 1250 кг/м³ в широком интервале энергетических характеристик – от 3300 до 5000 кДж/кг. Кроме того, водосодержащая флегматизирующая структура ЭВВ позволяет использовать эмульсионную основу для разработки ВВ с различными энергетическими компонентами. Изготовление эмульсионной композиции (матрицы) осуществляется с использованием технологического оборудования СЗМ непосредственно на местах проведения

взрывных работ с образованием ЭВВ непосредственно при зарядании скважин. При этом производительность СЗМ обеспечивает зарядание скважин и образование ЭВВ со скоростью 50÷150 кг/мин. Учет компонентов и эмульсионных взрывчатых веществ обеспечивается системой автоматической регистрации массы.

Наливные ЭВВ марки «ЕРА-I» (ТУ У 24.6-14310112-027:2005) и «ЕРА-II» (ТУ У24.6-14310112-031:2005) – I класса применения предназначены для зарядания сухих и обводненных скважин на открытых горных разработках. Такие ВВ могут изготавливаться как непосредственно из исходных компонентов, которыми могут быть растворы селитры и горючей фазы, так и с использованием готовых эмульсионных матриц. В табл. 3 приведены основные характеристики наливных эмульсионных ВВ производства Павлоградского химического завода. По своим эксплуатационным и экологическим характеристикам, а также по характеристикам безопасности ЭВВ марки «ЕРА» I класса применения выгодно отличаются от тротилсодержащих ВВ.

Табл. 3. Сравнительные характеристики наливных ЭВВ марки «ЕРА» и граммонита 50/50

Наименование показателя	Значение показателя	
	ЭВВ «ЕРА»	Граммонит 50/50
Плотность ВВ, кг/м ³	1150 ÷ 1250	900÷1100
Теплота взрыва, кДж/кг,	>3500	3700
Скорость детонации, м/с,	>4200	360-4000
Критический диаметр детонации открытого заряда, мм	60 ÷ 70	40 ÷ 50
Чувствительность кудару, тест 3а) ООН, Дж	>50 (низкая)	25÷30
Чувствительность к трению, тест 3в) ООН, Н	>360 (низкая)	120÷180
Чувствительность к ЭСР, Дж	>8 (низкая)	<1,0
Водоустойчивость в непроточной воде, сутки	>10 (высокая)	<7,0
Объем токсичных продуктов взрыва, л/кг	<20	320÷362
Класс опасности вещества (по токсичности)	3	2

Для подземных условий ведения взрывных работ разработаны наливные ЭВВ марки «ЕРА-IP» II класса применения (ТУ У24.6-14310112-022:2005), зарядание которых в скважины и шпурсы осуществляется с использованием СЗМ типа РР-Т, разработки немецкой компании "Westsprengr".

Патронированные эмульсионные ВВ марки «ЕРА» II класса применения «ЕРА-III» и «ЕРА-Р» (ТУ У 24.6-14310112-030:2005; ТУ У 24.6-14310112-032:2005) предназначены для ведения взрывных работ в шахтах и рудниках не опасных по газу и пыли. В табл. 4 приведены основные характеристики патронированных ЭВВ. Патронированные ЭВВ марки «ЕРА» выпускаются в виде патронов в полиэтиленовой ориентированной оболочке диаметром от 25 до 90 мм длиной от 200 мм до 1000 мм, массой от 150 г. до 3000 г. Инициирование патронов ЭВВ может производиться от электродетонаторов, капсулей-детонаторов, с использованием неэлектрической системы инициирования или при помощи детонирующего шнура. По своим эксплуатационным характеристикам и безопасности патронированные ЭВВ марки "ЕРА" выгодно отличаются от аммонита №6ЖВ.

Табл. 4. Сравнительные характеристики патронированных ЭВВ марки «ЕРА» и аммонита №6ЖВ

Наименование показателя	Значение показателя	
	ЭВВ «ЕРА»	Аммонит №6ЖВ
Плотность ВВ, кг/м ³	1100 – 1125	1000÷1100
Теплота взрыва, кДж/кг,	>3500	~4000
Скорость детонации, м/с,	4500 ÷ 5000	3600÷4200
Критический диаметр детонации открытого заряда, мм	15 ÷ 22	~20
Водоустойчивость в непроточной воде, сутки	>30 (водоустойчив)	<<1 (не водоустойчив)

На основании выданных разрешений Госпромгорнадзора Украины на протяжении 2006-2007 гг. были проведены комплексные промышленные испытания эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» и смесительно-зарядных машин типа SMS K-8/7 и типа UMS-11 для их изготовления и заряжания в скважины.

Испытания эмульсионных ВВ марки «ЕРА» проводились одновременно на двенадцати нерудных карьерах Полтавской, Кировоградской, Запорожской, Николаевской, Винницкой, Ровенской и др. областях Украины. Для проведения производственных испытаний эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» была создана технологическая цепочка изготовления полуфабрикатов, зарядка и подготовка смесительно-зарядных машин, обеспечивающая проведение взрывных работ на расстояниях свыше 500 км.

Весь цикл проведения взрывных работ с использованием смесительно-зарядных машин включает в себя несколько технологических процессов на предприятии и на местах ведения взрывных работ. Изготовление и загрузка смесительно-зарядных машин производилась на участке приготовления невзрывчатых полуфабрикатов эмульсионных взрывчатых веществ, таких как горючая фаза и окислительная фаза, расположенном на территории Государственного предприятия «НПО «ПХЗ». Каждый полуфабрикат загружается в специально предназначенный для него бункер СЗМ и транспортируется к местам проведения работ.

Заряжание вертикальных скважин любой степени обводненности эмульсионными ВВ марки «ЕРА» производится со дна скважины. Подача зарядного рукава обеспечивается через подвесной блок за счет привода лебедки шлангоизвлекателя. По мере заполнения скважины эмульсионным ВВ одновременно происходит извлечение рукава из скважины и вытеснение воды из обводненных скважин. Для заряжания горизонтальных скважин предусмотрена стыковка зарядного рукава к дополнительному быстроразъемному соединению, предусмотренному в конструкции СЗМ.

Образование ЭВВ, а именно – сенсбилизация эмульсионной матрицы происходит непосредственно в скважине. Время сенсбилизации определяется выбором соотношения газогенерирующей добавки к эмульсионной матрице и составляет не менее 10 минут.

Разработанные НИИ высокоэнергетических материалов ГП «НПО «ПХЗ» наливные эмульсионные взрывчатые вещества марки «ЕРА» соответствуют требованиям нормативно-правовых актов по охране труда и обеспечивают безопасное ведение технологического процесса изготовления взрывчатых веществ с использованием смесительно-зарядных машин системы SMS K-8/7 и UMS-11.

Универсальность смесительно-зарядных машин системы SMS, UMS заключается в возможности изготовления непосредственно на местах проведения взрывных работ

одновременно нескольких видов взрывчатых веществ. Это позволяет формировать колонки зарядов различными видами ВВ с отличительными взрывчатыми и физико-химическими характеристиками и, тем самым оптимизировать энергонасыщенность скважин для получения максимальной эффективности при взрывных работах.

Результаты, полученные на этапе проведения промышленных испытаний, показали, что энергия взрыва эмульсионных взрывчатых веществ марки «ЕРА» позволяет эффективно разрушать породы крепостью более 18 по шкале М.М. Протодяконова в условиях высокой обводненности скважин (до 100%). Выход негабарита не превышает 1%; на 20–25% увеличивается кондиция взорванной массы. Полученные результаты промышленных испытаний ЭВВ «ЕРА» с положительным эффектом, позволили получить соответствующие разрешения от надзорных органов на постоянное применение таких ЭВВ.

По предварительно полученным оценкам, себестоимость взрывных работ, в результате внедрения новых технологий БВР с применением ЭВВ «ЕРА» при механизированном зарядании с использованием смесительно-зарядных машин системы SMS и UMS, снижается на 10÷15% по сравнению с ручной зарядкой скважин без применения средств механизации.

Таким образом, энергетический потенциал ТРТ и продуктов его переработки, извлеченных из двигателей ракет, успешно использован при разработке рецептов и производстве промышленных ЭВВ. Показатели, полученные при испытаниях ЭВВ марки «ЕРА» различных типов, подтверждают их работоспособность и высокую эффективность при производстве взрывных работ на различных карьерах и рудниках Украины.

Библиографический список

1. **Крысин Р.С., Куприн В.П.** Технология изготовления газифицированного "Украинита" // Физика и техника высокоэнергетической обработки материалов: Сб. научн. тр. / Редколл.: Соболев В.В. (отв. Ред.) и др. – Д.: АРТ-ПРЕСС, 2007. – С.30–39.
2. Подготовка полуфабрикатов эмульсионных ВВ с использованием продуктов гидромеханического извлечения ТРТ из ракетных двигателей / **Л.И. Подкаменная, Е.Б. Устименко, Л.Н. Шиман** и др. // Комплексная утилизация обычных видов боеприпасов: Сб. докл., 21-23 сент. 2005, Красноармейск. – М.: Издательский дом "Оружие и технологии", 2005. – С. 258–260.
3. **Устименко Е.Б.** Опыт использования продуктов переработки ТРТ, извлекаемого гидромеханическим методом из корпусов ракетных двигателей, в составах промышленных водосодержащих ВВ / Е.Б. Устименко, Л.Н. Шиман, Л.И. Подкаменная, А.Л. Кириченко // Комплексная утилизация обычных видов боеприпасов: Сб. докл., 19-21 сент. 2007, Красноармейск. – М.: Издательский дом "Оружие и технологии", 2007. – С. 211–215.
4. **Шиман Л.Н.** Опыт применения бестротилового эмульсионного взрывчатого вещества марки «ЕРА» на взрывных работах при зарядании скважин механизированным способом с использованием смесительно-зарядных машин / Л.Н. Шиман, Е.Б. Устименко, Л.И. Подкаменная, А.Л. Кириченко, Й.Г. Касперский // Вестник КГПУ имени Михаила Остроградского. – 2007. – Вып. 5 (46), ч. 1. – С. 113–117.

© Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Соболев В.В., 2008

MILAN MIKOLÁŠ (Faculty of Mining and Geology, VŠB-TU Ostrava),
FRANTIŠEK FRAUS (Geotechnika a báňské inženýrství Březová u Sokolova), JÁN KRET (Faculty of Metallurgy and Material engineering, VŠB-TU Ostrava)

DUMP UNDER THE KRUŠNÉ HORY MOUNTAINS

Brown coal open-pit mining within the Sokolov brown coal territory has been affected by a lack of dumping areas for overburden filling since the very beginning of its development. The territory affected by activity at the dump of Krušné Hory Mountains is situated on 8 cadastre areas within Sokolov district. Total surface of territory affected by mining sums to 1957,1 hectares. Dump length in direction west – east is 8,3 km and its width is 2,3 km. In total there was filled approximately 886 000 000 m³ of overburden material on the dump. Mining arrangement of dump techniques on the dump underwent to six substantial surveys by stability assessments. 22 assessments have been successively elaborated since 1966. Prospecting works was under way in various periods. The works were the most intensive especially between years 1989 – 1991. Hydrogeological and geotechnical prospecting was the basis of stability assessment. Suitable reclamation of dump area under the Krušné Hory Mountains is necessary especially in view of unfavourable ecological and natural conditions of the entire Sokolov region affected not only with mining activity but high concentration of industry (mechanical engineering, chemistry, etc.) as well.

1. Problems of Dumping Areas of Open Pit Mines Within the Sokolov Brown Coal Territory

Brown coal open-pit mining within the Sokolov brown coal territory has been affected by a lack of dumping areas for overburden filling since the very beginning of its development.

Upper seam Antonín has been and still it is an object of open pit mining. Anežka seam, that has been almost completely mined out in past, has been mined also in an open pit manner in recent years. Residual pillars and old workings after underground mining have been mined as well. The lowest seam Josef has been mined within mining areas of the largest open pit mines in the western part of Sokolov brown coal territory (open pit mine Medard – Libík). It has been mined independently in separate localities – open pit mine Lipnice, open pit mine Erika. Its mining is finished at the present.

Dumping management contends practically permanently with stressful balance of dump areas. Therefore it was necessary to pay attention to a maximum utilization of dumping areas. A number of measures were developed to it. It is possible to state that without these measures it would not been possible to solve many difficult conditions of dump buildings within the territory and to a large extent to secure reliability of dumping capacities of the territory (Fig.1.)

2. Object Territory

2.1. Sum up of original, present and future landscape

The dump under the Krušné Hory Mountains is situated in the landscape with significant geomorphologic segmentation on a boundary at foot of Krušné Hory Mountains and northern part of Sokolov basin. Forests with variable representation of beech, oak and with substantial proportion of coniferous trees, especially pine and fir tree initially formed this territory according to historical documents. The landscape was initially very jagged and this segmentation has remained the same due to processed mining – building of dump under the Krušné Hory Mountains.



Fig.1. Map of territory

2.2. Territory characteristics

Initial terrain configuration was in the southern part at elevation points approximately 460 – 480 m above the sea level and in the north part at elevation points approximately 460 – 530 m above the sea level. The terrain descended from the north to the south and to the southwest at general inclination not exceeding 2 degrees. Boučský and Hluboký creeks flew in the western part of territory in widely opened valley that narrowed in the southern part into deep canyon. Lomnický creek flew between western and eastern part of the dump in shallow valley and territory had a character of elevation that created good conditions for rainwater outflow. Lipnický creek flew on boundary of central and eastern part of the dump in a valley directed from north to the south that formed depressions with overflow of surface as well as underground water in its central part. Vintřovský creek flew through eastern part of the territory in a valley directed from northwest to the southeast. Eastern part of the initial terrain was relatively flat with plain at elevation approximately 480 m above the sea level. In the eastern part the open pit mine Lipnice was mined out and its mining area has been cancelled. Bottom of former open pit mine Lomnice and west and north part descends generally in longitudinal direction north – south and in the southern and eastern parts in general inclination north – north. Open pit mine Erika was mined out in the southwestern part of present dump. Bottom of open pit mine descends from north and west to the south to the deepest place at elevation 429 m above the sea level that was situated in central part of open pit mine. Older dumps cov-

ered both mined out open pit mines. At the present time filling is finished on the whole dump in line with effective projects.

Total surface area of terrain affected by dump is 1957,10 hectares.

Surfaces suitable for formation of regional bio-centre (RBC) have been chosen within dump territory with provision for terrain geomorphology, water and climate conditions, natural succession and potential natural vegetation of the territory. The surfaces are monitored by scientific and research institutions (ENKI, public beneficial company Třeboň and the Agricultural Faculty of South-Bohemia University České Budějovice).

There are situated monitoring drill holes and bore holes in the western part of the interested territory, especially to the north of Lomnice village (areas with decreased stability). Performed monitoring has been permanently evaluated. The system consists of hydro geologic bore holes and drill holes, pore pressure indicators, inclinometric probes and geodetic points.

There is located deposited topsoil along the dump perimeter. The topsoil will be used for the purpose of agricultural reclamation. Total registered volume of the topsoil is more than 400 000 m³

2.3.Characteristics of natural conditions

2.3.1. Geologic and soil scientific conditions

From global geological standpoint the interested territory belongs to the region of Krušné Hory Mountains crystallinity.

2.3.1.1. Crystallinity

Rock massif of crystallinity consists of two-micaceous muscovitic schist, with a large proportion of quartz; there are phylitic rocks in some locations. Crystallinity surface is affected by intensive kaolinitic weathering into considerable depths. Weathering parts was often redeposited and they form locations of coarse sandy, micaceous kaolinitic clays up to fine-grained sands.

2.3.1.2.Tertiary era

Sediments of old-saddle formation that are deposited on denuded crystallinity surface represent older tertiary period. Sandstones, quartzites and conglomerates of this formation have been preserved only in some places along south and southeast border of the interested territory.

Formation of seam Josef represents younger tertiary period.

2.3.1.3. Quarternary era

Quarternary sediments are mostly developed in irregular relatively small thicknesses on the dump territory. They are formed by hillside soils with low content of quartz, sandstone and mica schist fragments. There are peat sands and peat with relatively small thickness in local depressions. Immediate dump subsoil is mostly formed from little thick layer of soils, respectively sandy clays with quartz and mica schist fragments. Locations of completely or partly decomposed mica schists occur under the subsoil. It follows from analysis of results of all prospective works performed within the territory, that subsoil is suitable surroundings with occurrence of unacceptable stratigraphic locations from geomechanical standpoint.

2.3.1.4. Recent loose soil

Dump soils are formed for the less part by tuffitic clays with the lowest values of specific resistance $QST = 0,5 - 1,0$ MPa. They occur in heel of the dump, where shovel excavators E25 have deposited them.

Dump soil formed by cypress clays and claystones shows values of specific resistance $QST = 1,0 - 2,0$ MPa if soil lumpiness is preserved. Specific penetration resistance increase up to values $QST = 2,0 - 4,0$ MPa together with the increasing depth of penetration prospecting.

Varied mixture of cypress clays and claystones with positions of quarternary clays, coal clays, coal as well as gravelled materials forms western part of the dump in the whole geological profile of the body. There were deposited tuffitic claystones and quarternary clays from overburden faces of open pit mine Medard – Libík in the northern part. Central and eastern parts of the dump are mostly formed from brown and grey cypress clays and claystones from overburden faces of open pit mine Jiří.

2.3.2. Hydrogeological conditions of subsoil and dump body

It follows from results of engineering-geological surveys, that: Contact of the dump with subsoil is not coherently water-bearing.

2.3.2.1. Western part

Dump subsoil is dewatered by a catch drains system, situated predominantly at routes of former water streams or otherwise morphologically critical places.

Local water-bearing levels with free level of underground water that are renewed from atmospheric rainfalls through preferential zones occur in the dump body. They are not substantial from the standpoint of evaluation of general hydrogeological situation in this part of the territory.

In the area of former open pit mine Erika are not favourable hydrological conditions that could exist as a consequence of deposition of unsuitable loose soil composition onto non-bearing and unarranged subsoil.

2.3.2.2. Central part

Taking into consideration subsoil characteristics, filling technique and original terrain morphology that determines general direction of underground water flow in the direction from north to the south there are formed conditions for natural water outflow through dump subsoil in western part of the dump Pastviny. On that account this part can be considered as a territory with hydrological more favourable conditions. Eastern part of the dump Pastviny is the opposite; this part of the territory is unfavourable from hydrogeological standpoint. This part is permanently filled with inflows of underground water, which result in concentrated water rising and area soaks at heel of hillside. Loose soil in this area has got slushy consistence and permanently worsens stability of the territory.

2.3.2.3. Eastern part

It follows from hydrogeological characteristics of subsoil that there is formed significant water-bearing collector in eastern part of the territory within the area of former open pit mine Lipnice. Underground water flows through collector of gravel, sandy clay and sandstone towards north closing hillside of open pit mine through corridor delimited from wall with low permeable rocks of weathered granite and mica schist. Subsoil has been covered with loose soil consisting mostly of brown and grey cypress clays and claystones that are distinguished by low permeability. Filling and different consolidation create conditions for formation coherent water-bearing levels or local levels in the course of time. It depends on occurrence of preferential permeable zones. Infiltration of rainfalls into dump body participates significantly in dump saturation. Predominant part of underground water outflows through shallow preferential zones towards heel of the dump where it rises.

2.3.3. Climate and hydrological conditions

According to climate characteristics interested territory belongs to the area of slightly warm sub-area, slightly humid till dry, mostly with moderate winter. Wind directions are locally very changeable that depends on terrain segmentation.

Table 1: Average air temperatures (°C)

Extreme air temperatures:

Absolute max. 36,2 °C (in August)

Absolute min. -27,6 °C (in February)

Table 2: Average amount of rainfalls (mm)

Average amount of rainfalls is 703 mm within the dump territory.

3. Mining Activity and Industrial Buildings

There are industrial buildings of plant for brown coal utilization in Vřesová (to the northeast of the dump) and plants of open pit mine grounds Jiří in the tight closeness of the dump. Both industrial buildings belong to joint-stock company Sokolovská uhelná, a.s. Sokolov. To the south of dump territory gigant open pit mine Jiří is situated, to the north of dump territory stone quarry Horní Rozmyšl is situated and sandpit Erika is situated to the west. Grounds of industrial plant Liapor, joint-stock company, Vintřov that partly uses overburden clays from open pit mines Družba and Jiří for its production are situated to the southeast approximately 4700 m of the dump near Vintřov village.

3.1. Dump filling

Three different techniques were used at filling on the dump:

a) Excavator dumps were filled by shovel excavators. Shovel excavator dumping was used at dump part Týn. Face dumping height of excavator dump – up to 10 m.

b) Technological unit TC 2/1 with overburden conveyer dumping machine ZP 6600/12 moved on behind faces of excavator dumps. Technological unit TC 2/2 with overburden dumping machine ZP 6600/17 moved on higher horizons of the dump with the output approximately 9 000 000 m³ per year. Overburden dumping machine ZP 6600/12 filled bottom and top faces. Overburden dumping machine ZP 6600/17 made lowered corridor at the dump in an area above Lomnice village by its progress so that passage for venting of Lomnice village was preserved according to conclusions of climatic study. Filling of technological units TC 2/1 and TC 2/2 was realized in dump part Pastviny – Boučí – Týn.

c) Third technology used at filling on the dump under the Krušné Hory Mountains was overburden railway dumping machine ZD 2100/3 that was filling within the part of the dump called Vintřov dump.

3.2. Dewatering

Dewatering of subsoil of the dump under the Krušné Hory Mountain – parts Pastviny, Boučí, Týn and Vintřov is realized by a system of catch drains. Amount of water run off drains is regularly monitored (Fig.6.).

4. Stability of the Dump and Its Trend

4.1. Stability of the dump and its trend

Mining arrangement of dump techniques on the dump underwent to six substantial surveys by stability assessments. 22 assessments have been successively elaborated since 1966. They were focused on an assessment of general slopes of the whole dump and on a solution of partial problems at dump in the course of its filling as well. Considerable attention was applied to securing safety and stability of the dump above Lomnice village and above valley of Bezejmenný and Boučský creeks. Mainly specialists of Brown Coal Research Institute, joint-stock company in Most and specialists of Bářské projekty, joint-stock company, have developed stability solution. A large number of landslides affected the dump; the most significant ones have affected the dump in turn of 1986 and 1987 and in 1990.

Basic physical and descriptive strength, deformational and technological parameters were determined at laboratory tests on all types of samples. Geotechnical laboratory tests were carried out as large-volume tests for determination of shearing strength and compressibility parameters.

It results from carried out test that quaternary soils have got significantly higher parameters of shearing strength than tuffitic clays. Higher values for red-brown tuffitic clays

opposite to grey-white tuffitic clays are evident at comparison of obtained strengths data. Values of cohesion did not significantly changed at overconsolidation of tested samples at large-volume tests. Resulted values of internal friction angle for investigated samples show relatively low values ($\varphi = 8 - 9^\circ$) in relation to material classification and consistency conditions.

Prospect holes and static penetration probes were performed on the territory according to project of engineering geological survey. Prospect holes were carried out by rotary drilling with current casing. Mostly they were stopped at provable dump subsoil.

4.2. Prospecting probes of static penetration

Static penetration probes and sets of experimental geophysical and in-situ tests of soil mechanics were carried out at sever different profiles. Static penetration was realized in total length 1867,6 m, i.e. 9338 tests. Further 1375,6 m of G-G logging, i.e. 13756 measurements were realized. Verticality of penetration probes with depth more than 15 m was controlled by 273 inclinometric measurements in total.

Calculation parameters of shearing strengths applied to stability solution were determined on the basis of analyses of present development of dump stability conditions. Some analyses were performed at a number of written assessments. It follows from these facts that:

a) Shearing strength ($\varphi = 2,6^\circ$, $c = 5$ kPa) of slushy soils is lower than the lowest value from measured values. These slushy soils were not taken at shearing tests with a view to their unsuitable consistency.

b) Strength ($\varphi = 3^\circ$, $c = 10$ kPa) and strengths increased by 20 % respectively 50 % appear at area of the lowest measured values of residual strengths. They characterize shearing strength on boundary of the dump and subsoil with various extents of saturation and fracture.

c) Strength ($\varphi = 6^\circ$, $c = 10$ kPa) and ($\varphi = 14^\circ$, $c = 20$ kPa) characterize shearing strength of fresh loose soil. They appear approximately in the middle of peak values span.

Draft of the final shape of dump body was projected with reference to requirements of regulation of Czech Mining Authority No. 26/1989 of Code. Stability assessment of top dump was performed at a number of profiles. North inclination of dump hillsides ranges from inclinations 1:12,6 to 1:17,7 (south and southwest dump hillsides) and 1:8 (north dump hillsides). It is evident from these facts that hillsides stability was verified in much detail. Determined security coefficients k_b are mostly from 1,5 to 1,9 and dump shape complies with requirements of above mentioned regulation of the Czech Mining Authority.

This study originated within the framework of the project solution of GAČR, reg. no 105/07/1438

4.3. Monitoring system

There is used an extensive monitoring system at the dump territory under the Krušné Hory Mountains:

- geodetic monitoring of dump surface and measurement at deeply anchored surveying pillars (Fig2., Fig3.)
- measurement of underground water level at the dump (Fig4, Fig5.)
pore pressure measurement
- precise inclinometry for deep monitoring of deformations
measurement of amount of water outflows from drain systems (Fig6.)
- monitoring and recording of local instabilities
- static penetration at designated points



Fig.2. Pilar to observain

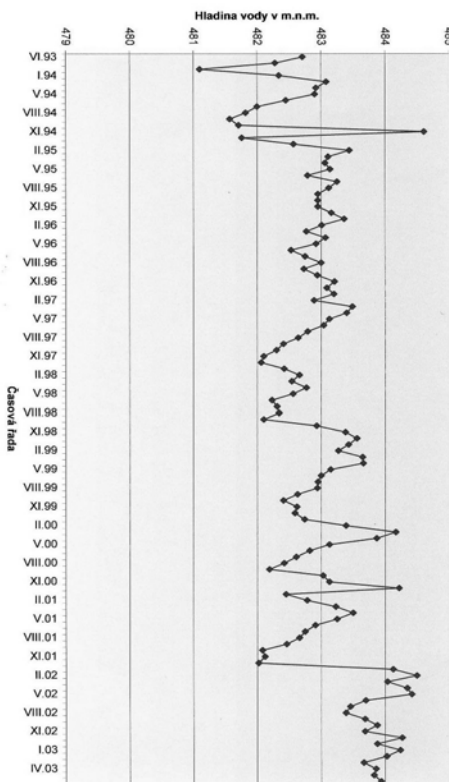


Fig.3. Settlement measuring on the dump

Měření kontrolních bodů ve skluzovém území
Sokolovská uhelná a.s., divize provozně - ekonomická, sekce měřičtví a geologie
Lokalita : **Pastviny - Týn**
Druh : **POLOHOVÉ a VÝŠKOVÉ (GPS)**
Jednotky : metry,grady

Číslo bodu	Datum	35		36		37		38		39	
		Sořadnice	Rozdíl k. obl. měřeni	Sořadnice	Rozdíl k. obl. měřeni	Sořadnice	Rozdíl k. obl. měřeni	Sořadnice	Rozdíl k. obl. měřeni	Sořadnice	Rozdíl k. obl. měřeni
201	16.6.1994	9909.08									
	1994	67316.76									
	Z	470.82									
8201	24.6.1993	9447.91	9447.81	-0.10	0.00	9447.82	-0.09	0.01	9447.82	-0.09	0.00
		97767.26	97767.26	-0.06	0.00	97767.26	-0.06	0.00	97767.26	-0.06	0.01
	Z	482.18	481.96	-0.22	0.01	481.98	-0.20	0.02	481.97	-0.21	-0.01
8202	24.6.1993	9453.54	9453.52	-0.02	0.02	9453.50	-0.04	-0.02	9453.51	-0.03	0.01
		97665.74	97665.77	0.03	0.00	97665.75	0.01	-0.02	97665.75	0.01	0.00
	Z	476.46	476.43	-0.03	0.02	476.42	-0.04	-0.01	476.43	-0.03	0.01
8203	24.6.1993	9462.03	9462.12	0.09	-0.01	9462.13	0.10	0.01	9462.13	0.10	0.00
		97470.32	97470.34	0.02	-0.01	97470.34	0.02	0.00	97470.34	0.02	0.00
	Z	476.75	476.18	-0.57	-0.02	476.16	-0.59	-0.02	476.17	-0.58	0.01
8204	24.6.1993	9468.09	9468.07	-0.02	-0.01	9468.08	-0.01	0.01	9468.08	-0.01	0.00
		97381.64	97381.61	-0.03	0.00	97381.63	-0.01	0.02	97381.62	-0.02	-0.01
	Z	478.75	478.48	-0.27	-0.02	478.46	-0.29	-0.02	478.47	-0.28	0.01
8205	24.6.1993	9475.46	9475.44	-0.02	0.01	9475.43	-0.03	-0.01	9475.43	-0.03	0.00
		97231.43	97231.40	-0.03	-0.01	97231.41	-0.02	0.01	97231.42	-0.01	0.01
	Z	478.31	478.29	-0.02	-0.02	478.25	-0.06	-0.01	478.27	-0.04	0.02
8206	24.6.1993	9360.81	9360.75	-0.06	0.00	9360.76	-0.05	0.01	9360.73	-0.08	-0.03
		97081.39	97081.38	-0.01	0.00	97081.37	-0.02	-0.01	97081.38	-0.01	0.01
	Z	490.85	490.82	-0.03	0.01	490.81	-0.04	-0.01	490.80	-0.05	-0.01
8207	24.6.1993	9357.27	9357.28	0.01	0.00	9357.29	0.02	0.01	9357.27	0.00	-0.02
		97142.92	97142.93	0.01	0.01	97142.92	0.00	-0.01	97142.92	0.00	0.00
	Z	490.77	490.49	-0.28	0.01	490.47	-0.30	-0.02	490.48	-0.29	0.01
8208	24.6.1993	9315.37	9315.26	-0.09	0.01	9315.28	-0.09	0.00	9315.29	-0.08	0.01
		97437.54	97437.54	0.00	0.01	97437.53	-0.02	-0.01	97437.54	-0.01	0.01
	Z	488.28	488.14	-0.14	-0.02	488.15	-0.13	-0.01	488.15	-0.13	0.01
8210	24.6.1993	95467.10	95467.07	-0.03	0.00	95467.07	-0.03	0.00	95467.07	-0.03	0.00
		513.63	513.59	-0.04	0.02	513.59	-0.04	0.00	513.60	-0.03	0.01
	Z	9220.43	9220.44	0.01	0.01	9220.43	0.00	-0.01	9220.43	0.00	0.00
8211	24.6.1993	65101.38	65101.38	0.00	0.00	65101.38	0.00	0.00	65101.38	0.00	0.00
		512.69	512.63	-0.06	-0.01	512.64	-0.02	0.01	512.65	-0.01	0.00
	Z	8930.33	8930.33	0.00	0.00	8930.31	-0.02	-0.01	8930.30	-0.03	-0.01
8212	24.6.1993	64816.86	64816.81	-0.05	0.00	64816.81	-0.05	0.00	64816.81	-0.05	0.00
		511.50	511.44	-0.06	-0.01	511.44	-0.06	0.00	511.45	-0.05	0.01
	Z	9077.65	9077.62	-0.03	-0.02	9077.65	0.00	0.00	9077.64	-0.01	-0.01
8213	24.6.1993	66622.72	66622.72	0.00	0.00	66622.72	0.00	0.00	66622.72	0.00	0.00
		523.39	523.29	-0.10	0.00	523.28	-0.11	-0.01	523.30	-0.09	0.02
	Z	9344.44	9344.44	0.00	0.00	9344.44	-0.06	-0.06	9344.45	-0.05	0.01
8214	24.6.1993	66665.53	66665.53	0.00	0.00	66665.53	0.00	0.00	66665.53	0.00	0.00
		509.57	509.58	0.01	0.00	509.56	-0.02	-0.02	509.57	-0.03	-0.01
	Z	9274.96	9274.94	-0.02	-0.01	9274.94	-0.04	-0.02	9274.95	-0.03	0.00
8215	24.6.1993	66354.37	66354.37	0.00	0.00	66354.38	0.01	0.01	66354.37	-0.03	-0.01
		526.37	526.34	-0.03	0.01	526.35	-0.02	0.01	526.34	-0.03	0.00
	Z	9076.84	9076.84	0.00	0.00	9076.84	0.00	0.00	9076.84	0.00	0.00
8216	24.6.1993	9515.84	9515.84	0.00	0.00	9515.85	0.01	0.01	9515.84	-0.01	-0.01
		66763.37	66763.37	0.00	0.00	66763.37	0.00	0.00	66763.37	0.00	0.00
	Z	500.82	500.89	0.07	0.01	500.70	-0.12	-0.01	500.69	-0.13	0.00
8217	24.6.1993	9111.25	9111.25	0.00	0.00	9111.25	0.00	0.00	9111.25	0.00	0.00
		65163.81	65163.81	0.00	0.00	65163.81	0.00	0.00	65163.81	0.00	0.00
	Z	524.53	524.50	-0.03	0.01	524.51	-0.02	0.01	524.51	-0.02	0.01
8218	16.6.1994	9151.25	9151.25	0.00	0.00	9151.23	0.02	-0.02	9151.25	0.00	0.00
		67336.25	67336.29	0.04	0.00	67336.27	0.02	-0.02	67336.27	0.02	0.00
	Z	503.65	503.65	0.00	0.00	503.63	-0.02	-0.02	503.63	-0.02	0.00
8219	16.6.1994	9098.43	9098.42	-0.01	0.00	9098.42	-0.01	0.00	9098.42	-0.01	0.00
		67524.47	67524.47	0.00	0.00	67524.45	-0.02	-0.02	67524.46	-0.01	0.00
	Z	507.62	507.11	-0.51	-0.02	507.13	-0.49	0.02	507.12	-0.50	-0.01
100	24.6.1993	959.44	959.44	0.00	0.00	959.44	0.00	0.00	959.44	0.00	0.00
		478.87	478.87	0.00	0.00	478.87	0.00	0.00	478.87	0.00	0.00
	Z										

Poznámka: Dne 5. 5. a 6. 5. 1997 bylo poprvé provedeno měření pozorovacích bodů v systému GPS a provedeno vyrovnání souřadnic. Změřil a zpracoval: Ing. M. Procházka

Fig.4. Checking of the groundwater table

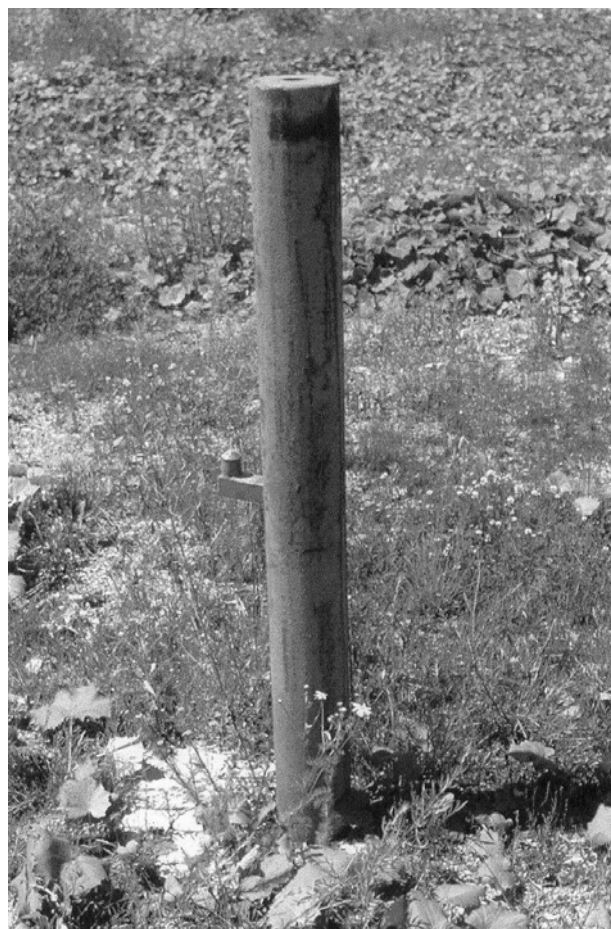


Fig.5. The motion of groundwater in the dump **Fig.6.** Rubble drain in the base of dump

5. Further Utilization of Dump Territory under Krušné Hory Mountains

Suitable reclamation of dump area under the Krušné Hory Mountains is necessary especially in view of unfavourable ecological and natural conditions of the entire Sokolov region affected not only with mining activity but high concentration of industry (mechanical engineering, chemistry, etc.) as well.

After finishing of mining activity at the dump territory under the Krušné Hory Mountains there will be established conditions for reclamation at region that gradually restores whole affected territory to natural conditions. This study was elaborated with the purpose of successful reclamation of the whole territory in view. It ensures coordination of interests and solution complexity in succession of reclamation works on mining activity.

©Milan Mikoláš, František Fraus, Ján Kret, 2008

УДК 622.251 (071)

СТРЕЛЬНИКОВ И.И., СЕВРЮКОВ А.О. (ДонНТУ)

О ЗАТРАТАХ НА ПОДДЕРЖАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Разработаны программы расчета на ЭВМ затрат на ремонт выработок, позволяющие на основании реальных замеров смещений пород в выработку получить возможную величину затрат на ее ремонт при реальных величинах цен и тарифов. Получены расчетные формулы, позволяющие определить затраты на поддержание с учетом количественной характеристики свойств пород и на основании инструментальных исследований их смещений в горную выработку. Расчеты при реальном уровне цен и тарифов показали, что существующие стоимостные параметры допускают ошибку в величине затрат на ремонт выработок от 15 до 20. раз.

Выбор технологических параметров горных предприятий, как на стадии проектирования, так и в процессе эксплуатации угольных месторождений связан в значительной мере с экономическими расчетами, т.е. с их экономической оптимизацией, что требует достоверных стоимостных параметров по отдельным видам горных работ.

Переход горных работ угольных шахт на большие глубины обусловил существенное ухудшение состояния горных выработок и значительное увеличение затрат на их поддержание в рабочем состоянии. Во многих случаях, например в случае участковых штреков, затраты на поддержание по абсолютной величине приближаются к затратам на проведение выработки, иногда и превышают их. Но если затраты на проведение выработок в достаточной степени точно могут быть определены путем прямых расчетов по статьям расходов, то с определением затрат на поддержание выработок дела обстоят значительно сложнее.

Наиболее полно, в виде, приемлемом для экономических расчетов, стоимостные параметры по поддержанию выработок были приведены в работе ИГД им. А.А.Скочинского [1] в 1960 году, выполненной на основании ряда научно-исследовательских работ ДонУГИ за период 1949-1958 г.г. Затраты на ремонт (поддержание) горных выработок были установлены на основе анализа шахтной документации по объемам ремонтных работ, выплаченной зарплате, расходу материалов и их стоимости. Взяв за основу исследования ДонУГИ, ИГД им.А.А.Скочинского произвел пересчет затрат по зарплате с учетом изменения тарифных ставок, учел доплаты и дополнительную зарплату, начисления на зарплату, изменения в ценах на материалы и предложил расчетные формулы для определения стоимости поддержания горных выработок и величины затрат на ремонт 1 м^3 выработки в год.

Стоимость поддержания 1 м^3 выработки в год, как было установлено исследованиями, не зависит от величины поперечного сечения выработки и определяется только типом крепи, влиянием близости очистного забоя и выработанного пространства ранее отработанных лав и устойчивостью пород в месте заложения выработки. Так, затраты на ремонт 1 м выработки в год, расположенной в массиве угля или пород, предлагалось определять по формуле

$$r = r^0 F k_y \quad (1)$$

где r^0 – стоимость поддержания 1 м^3 выработки в год при принятых средних горно-геологических условиях, F – площадь поперечного сечения выработки в свету, м^2 , k_y – коэффициент влияния устойчивости окружающих пород.

В качестве «средних горно-геологических условий» принимались: глубина работ 400 м, вмещающие породы средней устойчивости, охрана выработок – односторонняя бутовая полоса.

Полученная статистическим методом с расчетными дополнениями величина стоимости поддержания 1 м³ выработки в год составляла для выработок, расположенных в массиве угля или пород при металлической трехзвенной крепи 5 руб./м.год (валюта СССР).

Существенным недостатком предложенных зависимостей явилось то, что исходные данные были получены статистическим путем на основе учетных данных шахт, не лишенных во многих случаях неточностей из-за приписок с одной стороны и не всегда своевременного выполнения необходимых ремонтных работ с другой. Учет горно-геологических условий расположения выработки не мог быть точным, поскольку деление пород на три группы по устойчивости не могло отобразить истинную картину геологических условий.

С течением времени изменение цен и тарифов, совершенствование знаний о процессах, происходящих в массиве пород вокруг горной выработки привели к изменению как параметров, так и расчетных формул для определения затрат на поддержание выработок. Значительный вклад в разработку стоимостных параметров по ремонту выработок внесли работы А.С.Братишко, В.П.Прокофьева, А.М.Найдыша, М.П.Зборщика, А.И.Костоманова [2, 3, 4, 5, 6, 7]. Обобщение этих исследований нашло отражение в работе [8], в которой авторы показали влияние на стоимость ремонта выработки таких факторов, как глубина разработки, длина лавы, условия надработки и подработки выработки, способ ее охраны.

Формула (1) приобретает вид

$$r = r^0 F k_y k_h \quad (2)$$

где k_h – коэффициент, учитывающий глубину разработки

$$k_h = 2,15H - 0,14 \quad (3)$$

где H – глубина работ, км.

Предлагаемая зависимость так же не учитывает конкретные физические характеристики вмещающих пород, стоимость ремонта 1 м³ выработки предполагает нахождение ее статистически.

Наиболее поздние исследования по разработке стоимостных параметров нашли отражение в работе [9], в которой приводятся величины поправочных коэффициентов на отклонение реальных условий от «средних» для всех зон поддержания выработки и выработки участковые разделяются на 4 зоны поддержания – 1-я – в массиве, вне влияния очистных работ, 2-я – зона опорного давления работающей лавы, 3-я – зона активных сдвижений горных пород позади очистного забоя и 4-я – зона установившегося горного давления. Стоимость поддержания 1 м³ выработки, поддерживаемой в массиве угля или пород в год, указана в размере 0,55 руб./м. год (в масштабе валюты после 1961 года), величина

$$k_h = 0,2H \quad (4)$$

С переходом на украинскую валюту предлагалось применять стоимостные показатели, увеличенные в 5 раз [10]. Однако в нынешних экономических условиях угольной промышленности иметь в качестве стоимостного параметра фиксированную стоимостную величину было бы недопустимой ошибкой – цены и тарифы быстро меняются. Проводить статистический анализ фактических расходов шахт на ремонт выработок не только технически трудоемко и затруднено, но и сопряжено с таким риском для дос-

товерности результатов, как недостоверность бухгалтерского учета и эксплуатация выработок с нарушением требований ПБ относительно необходимых зазоров между подвижным составом и стенками выработок.

В этой связи настоятельной необходимостью является разработка такой методики установления стоимости ремонта выработок, которая позволяла бы учесть конкретную ситуацию цен и тарифов.

Вторым важным условием разработки достоверных стоимостных параметров является необходимость учета реальных физических свойств горных пород, вмещающих выработку, ибо деление всего диапазона возможных горно-геологических условий только на три группы – устойчивые, средней устойчивости и неустойчивые не может обеспечить достоверность результата. Необходимо в качестве исходной величины иметь данные о расчетной величине сопротивляемости пород вокруг выработки.

Многолетние наблюдения за смещениями пород в выработки, проведенные ВНИМИ [11], завершились установлением величин и скоростей смещений пород в выработку для различных условий ее эксплуатации и могут служить основой для установления объемов работ по перекреплению и подрывке почвы выработки.

Графоаналитические исследования уменьшения площади поперечного сечения выработки при условии равномерной деформации арочной крепи в пределах ее податливости показали, что площадь, на величину которой необходимо увеличить сечение выработки при ее перекреплении, не более чем на 2 – 3% отличается в меньшую сторону от величины площади, равной ширине выработки в проходке $b_{пр}$, умноженной на величину сдвижения кровли выработки $U_{кр}$. Таким образом, объем работ $V_{пер}$ по перекреплению 1 м выработки за 1 год ее поддержания составит

$$V_{пер} = 0,98b_{пр} U_{кр}^3, \text{ м}^3/\text{м} \quad (5)$$

Аналогичные исследования для почвы выработки показали, что объем вспученной породы $V_{под}$, требующий своего извлечения при подрывке почвы, вспученной на величину $U_{поч}$ за год эксплуатации выработки, составляет

$$V_{под} = 0,75b_{пр} U_{поч}^3, \text{ м}^3/\text{м} \quad (6)$$

Таким образом, если для конкретной выработки знать величину сдвижений почвы и кровли, то несложно путем известных экономических расчетов определить затраты труда и расход зарплаты, расход материалов и энергии и их стоимость, амортизацию применяемых машин и механизмов и установить величину затрат на поддержание выработки. Поскольку этот путь расчетов трудоемок, целесообразно, используя возможности ЭВМ, привести серию вычислений и статистически обработать результаты таким образом, чтобы получить расчетные формулы, позволяющие учесть все влияющие факторы – и цены, и тарифы, и горногеологические условия.

Величины опускания кровли выработки и поднятия ее почвы можно определить на основании зависимостей, полученных ВНИМИ [11], однако для этого необходимо иметь сведения о величине расчетного сопротивления пород вокруг выработки R_c . Существующая методика нахождения этой величины для конкретной выработки (сечение, высота подрывки почвы, мощности и сопротивление разрушению каждого породного слоя и угольного пласта) требует графических построений и непосредственно неприменима при использовании ЭВМ в нахождении смещений по зависимостям ВНИМИ. Нами разработана специальная компьютерная программа «Konvergenz» с помощью которой установлена зависимость расчетного сопротивления пород вокруг выработки от ее сечения F , мощности угольного пласта m , сопротивляемости разрушению пород почвы $R_{поч}$, кровли $R_{кр}$, угольного пласта $R_{пл}$.

$$R_c = (3,66 + 0,049F + 0,13R_{пл} + 0,5R_{кр} + 0,36R_{поч} - 3,53m)k_o, \text{ Мн} \quad (7)$$

где k_o – коэффициент ослабления пород, в расчетах в зависимости от глубины работ H принят в размере

$$k_o = 0,9 - 0,0003H \quad (8)$$

Данные о величинах сдвижений U и скоростях сдвижений v представлены ВНИМИ в виде графиков их зависимости от глубины работ H и расчетного сопротивления пород R_c . Для удобства вычислений с помощью ЭВМ нами проведена аппроксимация этих зависимостей в виде

$$U = f_1(H, R_c), v = f_2(H, R_c) \quad (9)$$

Расчет проведен с помощью составленной компьютерной программы «Unterhaltung» в среде MICROSOFT EXCEL, работающей по следующей схеме: 1) ввод исходных данных о выработке, горнотехнических условиях эксплуатации, типе крепи и ее податливости, машинах и механизмах, применяемых для ремонта; 2) определение по рассмотренной выше методике величин опускания кровли и поднятия почвы в различных зонах поддержания; 3) установление объемов ремонтных работ на 1 м выработки (во второй и третьей зонах поддержания) и на 1 м выработки в год в 1-й и 4-й зонах поддержания; 4) расчет на основании существующих норм выработки трудоемкости, объема заработной платы, доплат, начислений на зарплату по процессам перекрепления, подрывки почвы, доставки материалов; 5) расчет объемов необходимых для ремонта материалов и их стоимости; 6) расчет расхода энергии и ее стоимости; 7) расчет затрат на амортизацию применяемого оборудования.

Как уже отмечалось, расчеты проводились при изменении исходных данных, величин тарифов и цен, применяемых материалов и т.д. в широком диапазоне их возможных значений. На рисунке в относительных координатах показано влияние основных факторов, величина которых может изменяться непрерывно, на среднее значение затрат на поддержание выработки в каждой из 4-х зон.

Другие экономические и технические параметры, такие как стоимость лесных материалов, зарплата ИТР, способ разборки породы при поддирке почвы и перекреплении, цена электро- и пневмоэнергии и др. изменяют затраты на поддержание в пределах 2 – 5%.

Статистическая обработка результатов вычислений проведена в направлении получения зависимости затрат на ремонт 1 м³ выработки в j -й зоне поддержания в виде

$$r_j = r_j^0 F \prod_{i=1}^{i=n} k_i, \text{ грн/м.год (1 и 4 зоны), грн/м (2 и 3 зоны)} \quad (10)$$

где k_i – коэффициент, учитывающий отклонение величины i -го влияющего фактора (природного, технического или экономического) от принятого в расчетах среднего значения.

Для участковой выработки, пройденной заранее и не погашаемой после прохода лавы величины затрат на поддержание 1 м³ выработки составляют

$$r_1^0 = 90,5 \text{ грн/м}^3 \cdot \text{год}, r_2^0 = 103,2 \text{ грн/м}^3, r_3^0 = 105,2 \text{ грн/м}^3, r_4^0 = 46,3 \text{ грн/м}^3 \cdot \text{год},$$

данные о средних значениях влияющих факторов, пределах их изменения, коэффициентах влияния показаны в таблице 1

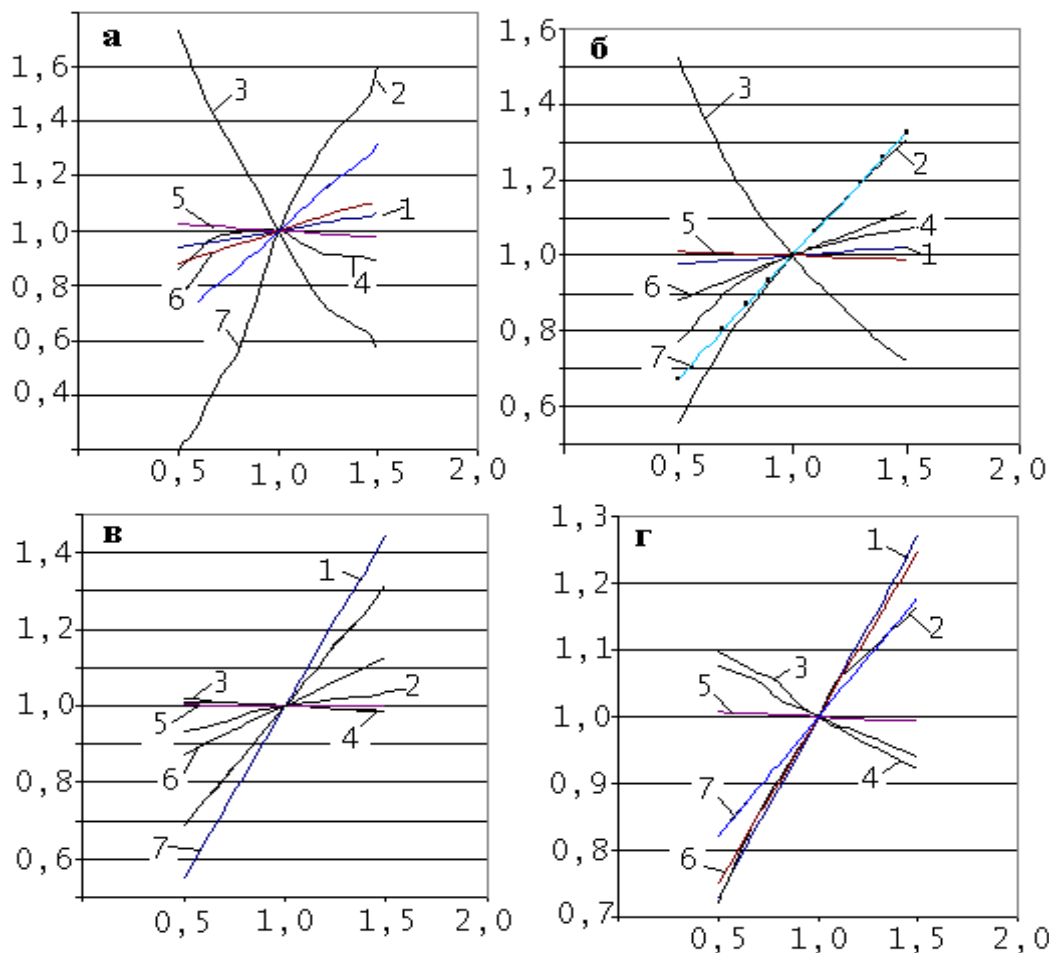


Рис 1. Степень влияния природных и экономических факторов на величину стоимости поддержания 1 м^3 в разных зонах поддержания: а – в массиве угля и пород, б – в зоне опорного давления; в – в зоне активных сдвижений пород за лавой; г – в зоне установившегося горного давления

1 – мощность пласта, 2 – глубина работ, 3 – сопротивляемость пород кровли, 4 – сопротивляемость пород почвы, 5 – сопротивляемость угля, 6 – тарифная ставка крепильщика по ремонту выработок, 7 – вес 1м спецпрофиля, стоимость 1т спецпрофиля

Выводы

- Установлена величина затрат на поддержание участковой транспортной выработки, сохраняемой для повторного использования на основании инструментальных исследований сдвижений горных пород.
- Разработаны программы расчета на ЭВМ затрат на ремонт выработок, позволяющие на основании реальных замеров смещений пород в выработку получить возможную величину затрат на ее ремонт при реальных величинах цен и тарифов.
- Получены расчетные формулы, позволяющие определить затраты на поддержание с учетом количественной характеристики свойств пород, в то время как существующие методики лишены такой возможности.
- Расчеты при реальном уровне цен и тарифов показали, что существующие стоимостные параметры допускают ошибку в величине затрат на ремонт выработок от 15 до 20. раз.

Табл.1. Коэффициенты влияния природных, технических и экономических факторов на величину затрат по поддержанию

Фактор, ед. измерения, условное обозначение	Пределы применения	Коэффициенты влияния факторов			
		1-я зона поддержания	2-я зона поддержания	3-я зона поддержания	4-я зона поддержания
Глубина работ Н, м	500 ≤ Н < 1400 400 < Н < 500	1,54LnН - 9,3 1,67LnН - 9,7	0,68Ln(Н/800) + 1,01	0,093Ln(Н/800) + 0,99	0,4092Ln(Н/800) + 1
Мощность пласта, м, м	0,6 < m < 1,8	0,1m + 0,88	0,042m + 0,95	0,75m + 0,1	0,45m + 0,46
Расчетное сопротивление пород кровли, Rкр, МПа	25 < Rкр < 75	1-1,0799Ln(Rкр/50)	1-0,7304Ln(Rкр/50)	1,03-0,00069Rкр	1,199-0,0037Rкр
Расчетное сопротивление пород почвы, Rпоч, МПа	25 < Rпоч < 75	0,58+0,018Rпоч-0,00019Rпоч^2	0,397+ 0,0183Rпоч-0,00012Rпоч^2	1,026-0,0005Rпоч	1,14-0,0027Rпоч
Расчетное сопротивление угля пласта, Rпл, МПа	7,5 < Rпл < 23	1,05-0,0033Rпл	1,022-0,00147Rпл		
Тарифная ставка крепильщика, Т, грн	45 < Т < 135	0,0026Т + 0,77	0,0026Т + 0,77	0,0028Т + 0,747	0,0056Т + 0,5
Вес 1 м спецпрофиля, G, кг	15 < G < 42	0,024G + 0,35	0,024G + 0,35	0,24G + 0,35	0,13G + 0,64
Цена 1т спецпрофиля, Ца, грн	1875 < Ца < 5650	0,00017Ца + 0,36	0,00017Ца + 0,36	0,00017Ца + 0,36	0,000095Ца + 0,64
Податливость крепи, Ф, мм	300 < Ф < 1000	94,91Ф ^{-0,713}	94,91Ф ^{-0,713}	84,47Ф ^{-0,695}	18,17Ф ^{-0,45}
Тип основной кровли: Легкообрушаемая Среднеобрушаемая Труднообрушаемая				0,77 1,00 1,29	0,8 1,0 1,2
Искусственные сооружения для охраны выработки				Бутовая полоса 1,01 Лигая полоса 0,33 Тумбы БЖБТ 0,44 Орган. Крепь 0,55 Бутокостры 1,00 Костры 1,44	Бут. полоса 1,01 Лигая полоса 0,62 Тумбы БЖБТ 0,68 Орган. крепь 0,74 Бутокостры 1,00 Костры 1,26

Библиографический список

1. **Стоимостные параметры** для проектирования шахт Донбасса. Госгортехиздат, 1960, с. 64
2. **Братишко А.С.** О влиянии некоторых факторов на стоимость поддержания штреков, расположенных в массиве угля при обратном порядке разработки лав. – В сб. «Разработка месторождений полезных ископаемых». Вып. 2. Киев, «Техніка», 1964.
3. **Братишко А.С.** Определенение стоимости поддержания пластовых штреков с учетом влияния глубины разработки и способов охраны. – В сб. «Разработка месторождений полезных ископаемых». Вып. 8. Киев, «Техніка», 1967.
4. **Братишко А.С., Прокофьев В.П.** Влияние длины лавы на устойчивость штреков при разработке пологих пластов Донбасса. – «Уголь Украины», 1964, № 7
5. **Зборщик М.П.** и др. Определение стоимости поддержания пластовых штреков при обратном порядке отработки этажей или ярусов. – «Уголь», 1967, № 8.
6. **Зборщик М.П., Костоманов А.И.** Влияние длины лавы при сплошной системе разработки на стоимость поддержания штреков, пройденных с двусторонней раскоской вслед за лавой. «Уголь Украины», 1968, № 3.
7. **Найдыш А.М.** и др. Влияние глубины разработки на стоимость поддержания штреков в пологих угольных шахтах Донбасса. – «Уголь», 1963, № 7.
8. **Зборщик М.П., Братишко А.С., Прокофьев В.П.** Выбор способов охраны и места расположения подготовительных выработок. Киев, «Техніка», 1970, - с. 228
9. **Сапицкий К.Ф., Дорохов Д.В., Зборщик М.П., Андрушко В.Ф.** Задачник по подземной разработке угольных месторождений. Москва, «Недра», 1981, -с. 312

10. Методические указания по курсовому и дипломному проектированию «Стоимостные параметры», Донецк, ДонНГУ, 2002, с. 54

11. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР, Ленинград, 1986, с. 222

© Стрельников В.И., Севрюков А.О., 2008

УДК 622.831

КОЛЬЧИК Е.И., РЕВВА В.Н., КОЛЬЧИК И.Е. (ИФГП НАН Украины)

ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЕ В ПОРОДНОЙ КОНСОЛИ ПРИ БОЛЬШИХ СКОРОСТЯХ ПОДВИГАНИЯ ЛАВ

Приведены результаты шахтных и аналитических исследований за периодичностью обрушений подработанных мощных породных слоев

В процессе отработки угольного пласта, подработанные породы зависят над выработанным пространством. Причем, чем мощнее и прочнее породный слой, тем больше протяженность зависающей консоли [1 – 3]. Кроме этого на протяженность породной консоли большое влияние оказывает скорость подвигания очистного забоя [4].

Характер осадок пород кровли зависит от их мощности и прочности. При залегании в кровле пласта мощных и прочных породных слоев обрушение консолей носит резкий характер. В лавах Донбасса скорости резких осадок изменяются от 2 до 125 мм/с [5]. Осадкам кровли предшествует процесс вскрытия и развития трещин. Причем скорость распространения трещин в породном слое может исчисляться сотнями метров в секунду [5].

Длительность зависания консоли (восприятия нагрузки до разрушения) зависит от трещиностойкости породного слоя [6 - 8]. Несмотря на наличие исследований в этой области, вопрос трещиностойкости подрабатываемых породных слоев до настоящего времени остается не изученным. Поэтому установление закономерностей задержки трещинообразования в породной консоли является важной и актуальной задачей.

С целью установления закономерности изменения трещиностойкости породных слоев кровли при подземной разработке угольных пластов сотрудниками ИФГП НАН Украины были выполнены исследования. Наблюдения производились в следующих условиях шахты «Красноармейская-Западная №1»:

- мощность разрабатываемого пласта – 1,2 – 1,97 м;
- угол падения пласта – 8 – 15°;
- мощность песчаника, залегающего в кровле пласта - 4,5 – 24 м;
- предел прочности песчаника на одноосное сжатие – 90 – 105 МПа;
- глубина разработки пласта – 530 – 760 м;
- скорость подвигания очистных забоев – 1,05 – 8,1 м/сут.;
- способ управления кровлей – полное обрушение.

В результате выполненных исследований установлено, что продолжительность формирования консоли зависит от мощности пород и их предела прочности на одноосное сжатие. Так с изменением мощности слоя песчаника с 5 до 20 м (в 4 раза) время формирования консоли в среднем изменяется с 2,4 – 9,4 суток. При этом с изменением прочности пород с 50 до 105 МПа это время увеличивается в среднем в 1,7 – 1,8 раза.

Зависимость изменения продолжительности формирования породной консоли описывается уравнением

$$t_{ф.к.} = 0,0047 \cdot M \cdot \sigma_{сжс}, \text{ сут.}, \quad (1)$$

где $t_{ф.к.}$ – время формирования консоли, сут.; M – мощность породного слоя, м; $\sigma_{сжс}$ – предел прочности породы на одноосное сжатие, МПа.

В процессе формирования породной консоли напряжение в верхней части слоя изменяются от сжатия до растяжения (рис. 1). Причем растягивающие напряжения возникают на расстоянии Δ от вертикальной оси, проходящей через грудь забоя. Максимальных значений растягивающие напряжения достигают на этой оси.

Расстояние между точками с растягивающими напряжениями (см. рис. 1), равными $\sigma_p = 0$ и $\sigma_{p \max}$ зависит от скорости подвигания лавы и мощности породного слоя. Эта зависимость описывается уравнением

$$\Delta = \frac{[0,55M - (0,019M + 0,18)V_{л}]}{100}, \text{ м}, \quad (2)$$

где $V_{л}$ – скорость подвигания лавы, м/сут.

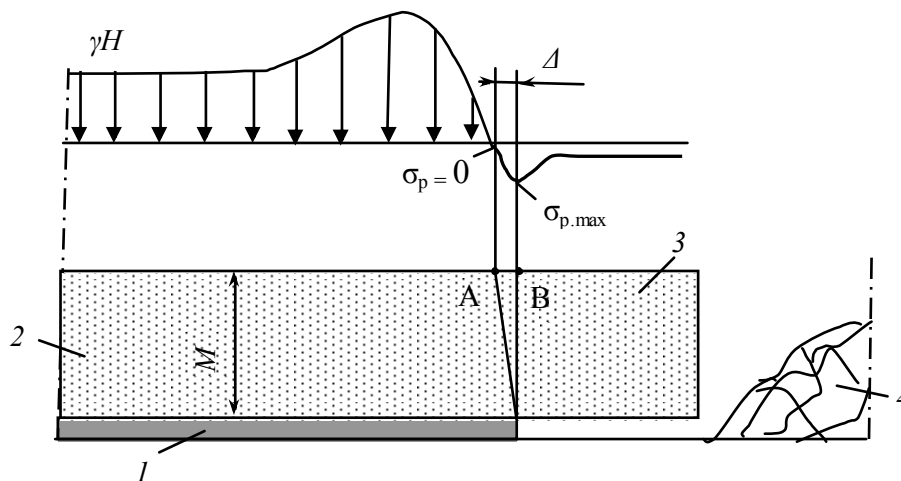


Рис. 1. Схема изменения напряжений в верхней части породного слоя: 1 – угольный пласт; 2 – мощный слой песчаника; 3 – зависшая консоль; 4 – обрушенные породы.

Трещина в породном слое в результате действия растягивающих напряжений образуется на участке АВ.

Образование трещины в породном слое возможно, когда приложенная энергия превышает энергию, необходимую для образования новой поверхности.

$$\gamma_{пр} > \gamma, \frac{H}{M}, \quad (3)$$

где $\gamma_{пр}$; γ – приложенная энергия и необходимая для образования новой поверхности энергия соответственно, $\frac{H}{M}$.

Причем, чем больше приложенная энергия, тем быстрее будет образована новая поверхность (трещина). Тогда время начала трещинообразования может быть определено из выражения

$$t = \frac{\gamma}{\gamma_{пр}} = \frac{\sigma_p \cdot \Delta}{\sigma_{p \max} \cdot V_{оч}}, \text{ час}, \quad (4)$$

где t – время до начала трещинообразования, час;

σ_p – предел прочности пород на разрыв, $\frac{H}{M^2}$;

$\sigma_{p,max}$ – максимальная величина действующих растягивающих напряжений, $\frac{H}{M^2}$;

$V_{оч}$ – скорость подвигания очистного забоя, м/час.

Максимальная величина действующих растягивающих напряжений определяется из выражения [9].

$$\sigma_{p,max} = \frac{3 \cdot \rho \cdot L_{к,max}}{6 \cdot h^2} \cdot \frac{H}{M^2}, \quad (5)$$

где ρ – вес пород в консоли, Н;

$L_{к,max}$ – максимальная длина породной консоли, м;

$6, h$ – поперечные размеры сечения породной консоли, м;

На основании шахтных наблюдений установлено, что максимальная длина породной консоли зависит от комплекса горно-геологических факторов, скорости подвигания лавы и может быть определена по формуле

$$L_{к,max} = 2,25 V_{л} + 0,007 \frac{V_{л} \cdot M \cdot K_{уст} \cdot \sigma_{сж} \cdot H}{m \cdot \sigma_y}, \quad (6)$$

где $k_{уст}$ – коэффициент равный, $k_{уст} = \frac{t_{св}}{h_{св}}$; $t_{св}$ – продолжительность развития свода сдвижения

горного массива по направлению движения лавы после ее отхода от разрезной печи на расстояние более $1,5 L_p$ сут.; $h_{св}$ – высота свода сдвижения горного массива (при раскрытии свода его высота принимается равной $h_{св} = H$), м; H – глубина ведения работ, м; $\sigma_{сж}, \sigma_y$ – предел прочности пород и угля на одноосное сжатие, МПа; m – мощность пласта, м.

Одним из основных, влияющих на длину консоли, факторов являются мощность породного слоя и скорость подвигания лавы (табл. 1).

Табл. 1. Изменение длины консоли песчаника от его мощности и скорости подвигания лавы

Скорость подвигания лавы, м/сут.	Средняя длина консоли ($L_{к}$, м) при средней мощности песчаника (M , м)			
	20	15	10	5
1	2	3	4	5
1	9,4	7,0	4,7	2,4
2	18,9	14,0	9,4	4,7
3	28,0	21,0	14,0	7,0
4	38,2	28,0	19,0	9,5
5	47,0	36,2	24,0	12,1
6	56,2	42,0	28,0	14,2
7	66,0	50,0	33,2	16,0
8	75,1	57,0	38,0	19,5

Так, с изменением мощности песчаника от 5 до 20 м (т.е. в 4 раза) с пределом прочности на одноосное сжатие $\sigma_{сж} = 95 - 105$ МПа длина зависящей консоли увели-

чивается в 3,8 – 3,9 раза, а с изменением скорости подвигания лавы с 1 до 8 м/сут. – в 8 раз.

С ростом длины зависящей породной консоли увеличивается величина действующих растягивающих напряжений, что приводит к уменьшению времени до начала трещинообразования.

Максимальная величина растягивающих напряжений в точке В (см рис. 1) при движущемся очистном забое может быть определена по формуле

$$\sigma_{p.max} = 2,7 \cdot 10^5 \cdot L_k, \frac{H}{M^2}; \quad (7)$$

где L_k – длина консоли, м.

При этом на отрезке АВ (см. рис. 1) происходит увеличение растягивающих напряжений со скоростью равной

$$V_\sigma = \frac{\sigma_{p.max} \cdot V_{оч}}{\Delta}, \frac{H}{M^2 \cdot час}, \quad (8)$$

где $V_{оч}$ – скорость подвигания лавы, м/час.

В результате выполненных исследований установлено, что скорость изменения напряжений для песчаника с $\sigma_{с.жк} = 100$ МПа при скорости подвигания лавы $V_{л} = 1$ м/сут. в среднем равна $7,7 \cdot 10^5 \frac{H}{M^2 \cdot час}$, а время до начала трещинообразования равно 9,8 часа. С увеличением скорости подвигания лавы до 8 м/сут скорость изменения растягивающих напряжений увеличивается до $909 \cdot 10^5 \frac{H}{M^2 \cdot час}$, т.е. в 118 раз, а время до начала трещинообразования уменьшается в 117 раз и составляет 0,08 часа (табл. 2).

Табл. 2. Изменение скорости возрастания растягивающих напряжений

$V_{л}$, м/сут.	Средняя скорость увеличения растягивающих напряжений, ($\frac{H}{M^2 \cdot час}$) при средней мощности песчаника, м				Время до начала трещинообразования, час
	20	15	10	5	
1	2	3	4	5	6
1	7,5	7,7	7,5	8,1	9,80
2	29,0	29,4	29,9	29,2	2,49
3	80,0	79,0	79,0	79,0	0,90
4	174,0	173,0	173,0	170,0	0,42
5	329,0	328,0	323,0	308,0	0,22
6	503,0	510,0	500,0	533,0	0,145
7	767,0	765,0	768,0	769,0	0,095
8	905,0	918,0	940,0	873,0	0,08

На основании выполненных исследований построена номограмма для определения времени до начала трещинообразования и разрушения породной консоли (рис. 2).

Выводы:

1. Продолжительность формирования породной консоли зависит от мощности и прочности породного слоя;
2. Длина породной консоли зависит от скорости подвигания лавы и комплекса горно-геологических факторов;
3. Породы, зависающие над выработанным пространством, впереди створа лавы испытывают в верхней части слоя сжимающие, а затем растягивающие напряжения;
4. Скорость изменения растягивающих напряжений от $\sigma_p = 0$ до $\sigma_{p.max}$ при увеличении скорости подвигания лавы с 1 до 8 м/сут. возрастает в среднем с 7,7 до $909 \frac{н}{м^2 \cdot час}$;
5. Установлена ранее неизвестная закономерность изменения времени до начала трещинообразования в породном слое от скорости подвигания лавы, мощности породного слоя и прочности пород

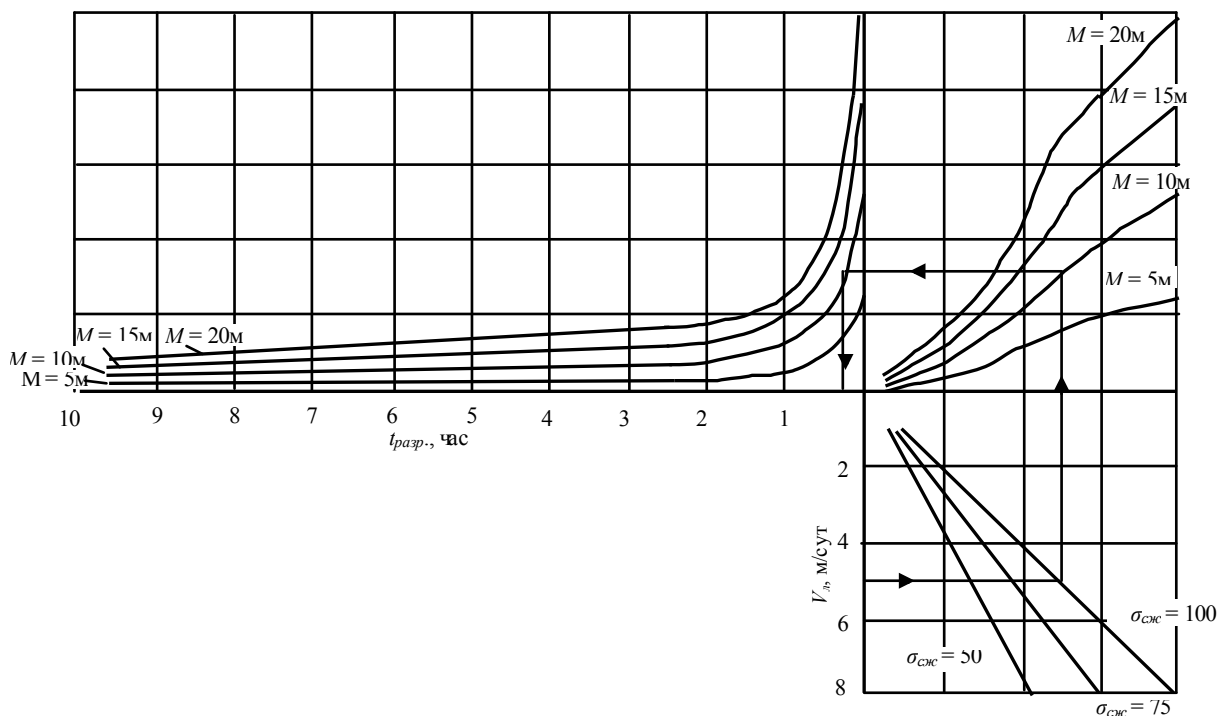


Рис. 2. Номограмма определения времени до начала разрушения породной консоли

Библиографический список

1. **Кравченко В.М.** Безопасность при управлении горным давлением в лавах пологих пластов. – М.: Недра. – 1975. – 221 с.
2. **Рупнейт К.В.** Давление и смещение горных пород в лавах пологопадающих пластов. – М.: Углетехиздат. – 1957. – 288 с.
3. **Антипов И.В., Лобков Н.И.** Исследования изменения опорного давления впереди очистных забоев пологих пластов // Физико-технические проблемы горного производства/ Донецк: ООО «Алекс»: - 2003. – вып. 6. – С. 78 – 80.
4. **Кольчик Е.И.** Определение параметров зоны влияния очистной выемки при больших скоростях подвигания лав // Вісті Донецького гірничого інституту. – Донецьк: 2007. - № 2. – С. 32 – 36.

5. **Садыков Н.М.** О скоростях резких осадок кровли и образования трещин в массиве горных пород. – Уголь Украины. – 1982. - № 2. – С. 17 – 18.
6. **Панасюк В.В.** Предельное равновесие хрупких тел с трещинами. – Киев: Наукова думка. – 1968. – 246 с.
7. **Партон В.З., Морозов Е.М.** Механика упругопластического разрушения. – М.: Наука. – 1974. – 416с.
8. **Алексеев А.Д., Ревва В.Н., Рязанцев Н.А.** Разрушение горных пород в объемном поле сжимающих напряжений. – К.: Наукова думка. – 1989. – 168 с.
9. **Любошиц М.И., Ицкович Г.М.** Справочник по сопротивлению материалов. – Минск: Высшая школа. – 1969. – 164 с.

© Кольчик Е.И., Ревва В.Н., Кольчик И.Е. 2008

СОДЕРЖАНИЕ

Шашенко А.Н., Янко В.В., Пустовойтенко В.П. Численное моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности протяженной выработки.....	3
Рубинский А.А., Бондаренко А.Д., Яйло В.В. Перспективы использования струговых установок на пластах опасных по газодинамическим явлениям	9
Мещанинов С.К. К разработке алгоритма расчета устойчивости приконтурной области массива, вмещающего высоконагруженную лаву	13
Шашенко А.Н., Гапеев С.Н., Солодянкин А.В., Пустовойтенко В.П. Исследование больших деформаций в почве горных выработок.....	20
Носач А.К., Жимчича И.М., Воронов М.И. Особенности происходящих АГДЯ на шахтах Красноармейского района Донбасса	27
Ключко И. И. Влияние поверхностной трещиноватости на эффект разрушения модельных блоков	32
Гуляев В.Г., Гуляев К.В., Анохина С.А. Крутильные колебания в электромеханическом приводе насосного агрегата и некоторые способы их устранения	34
Марийчук И.Ф., Положий В.О. Математическая формулировка задач исследований теплообменных процессов в контейнере с водоледяными аккумуляторами холода.....	44
Tadeusz Rembielak. Increasing Safety of Work in Mining by Sealing and Firming the Rock Mass	54
Артамонов В.М., Камуз А.М. Проблема забруднення рік північного Донбасу поверхнево-активними речовинами	59
Назаренко В.И., Почтаренко Н.С., Иванов А.Ю. Программное моделирование процесса распространения пожара по сети горных выработок	65
Стукало В.А. Результаты научных исследований по проблемам проветривания, пылегазового и теплового режимов, выполненных под руководством проф. Медведева Б.И. на кафедре рудничной вентиляции	69
Калякин С.А., Шевцов Н.Р. Охрана труда как результат применения безопасных средств и способов разрушения горных пород	76
Шафоростова М.М. Економічні інструменти комплексного використання надр	83
Кавера А.Л. Способ защиты электроизоляции от воспламенения	87
Назаренко В.И., Почтаренко Н.С., Иванов А.Ю. Автоматизация расчета депрессии естественной тяги в шахтной вентиляционной сети	91

Стукало В.А. Противоречия и неопределенности в требованиях правил безопасности в угольных шахтах к проветриванию, тепловым условиям и пылегазовому режиму шахт	96
Васильковский В.А. Метод определения фильтрационной и диффузионной составляющих характерного времени десорбции метана из каменного угля.....	101
Артамонов В.Н., Косинова Е.А. Разработка и обоснование технологии использования метана в условиях ОП «Шахта имени А. А. Скочинского».....	108
Завадская Т.В. К разработке математических моделей схем проветривания выемочных участков	115
Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Шестопалов И.Н. Об особенностях деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением	120
Лапко В.В., Чередникова О.Ю. Разработка методами частотного анализа аэродинамических моделей локальных ветвей шахтной вентиляционной сети	130
Гончаров А.Д., Подкопаев С.В., Потапов В.Г., Михайлов А.Н., Александров С.С. К вопросу устойчивости пород междупластья при разработке крутых выбросоопасных угольных пластов	138.
Шашенко А.Н., Солодянкин А.В., Король В.И., Пустовойтенко В.П. Прогноз силовых и структурных неоднородностей в породном массиве методом акустического зондирования.....	142
Борщевський С.В., Запорожець Р.В., Прокопов А.Ю., Пустовойтенко В.П. Дослідження приконтурної зони вертикальних стволів в умовах підвищених водопритливів.....	150
Гавриленко Ю.Н., Филатов В.И., Заборин М.С. Техногенные изменения горного массива на участке поля ликвидированной шахты «Брянковская».....	156
Павлыш Э.В., Каплюхин А.А. Оценка экономической эффективности применения модифицированной технологии гидравлического воздействия на угольный пласт l_2^H «Нижний» в условиях ш. «Хрустальская» ГП «Донбассантрацит».....	160
Šárka Vilamová. When Will the EU Be the Most Efficient Economy of the World?	164
Лобков Н.И., Сергиенко А.И., Халимендииков Е.Н. Исследование поведения породного массива на моделях из эквивалентных материалов	167
Кольчик Е.И., Ревва В.Н., Кольчик А.Е., Софийский К.К. Смещения земной поверхности при наличии мощных породных слоев в подрабатываемом массиве	173
Шашенко А.Н., Гапеев С.Н., Солодянкин А.В., Гавриш А.К., Терещук Р.Н., Хозяйкина Н.В., Пашко А.Н., Янко В.В. Компьютерное моделирование геомеханических процессов	178

Усаченко В.Б. Расчет длины закрепления анкера в шпуре при поддержании камерных выработок гипсовых шахт	189
Кожушок О.Д., Борщевский С.В. Совершенствование комбинированных охранных конструкций для поддержания повторно используемых выемочных штреков	192
Шиман Л.Н., Устименко Е.Б., Соболев В.В. Использование продуктов переработки твердого ракетного топлива в промышленных эмульсионных ВВ	199
Milan Mikoláš, František Fraus, Ján Kret. Dump under the Krušné Hory Mountains	205
Стрельников И.И., Севрюков А.О. О затратах на поддержание горных выработок..	213
Кольчик Е.И., Ревва В.Н., Кольчик И.Е. Трещинообразование в породной консоли при больших скоростях подвигания лав	219

**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)

Редакційна колегія: Башков Є.О. (гол.редактор) та інші.

ISSN 1999-981X

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру видавців, виготівників і розповсюджувачів видавничої продукції: серія ДК №2982 від 21.09.2007.

Надруковано:

Редакційно-видавничий відділ ДВНЗ «ДонНТУ»

83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, Гірничий інститут, 9-й учбовий корпус

Тел.: (062) 301-03-04

Редагування, коректура, редакційно-технічне оформлення та комп'ютерна верстка *В.І. Пілюгіна*

Підписано до друку 10.09.2008. Формат 60×84 ¹/₈. Папір офсетний. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк.17,9. Обл. вид. арк.17,73. Тираж 300 прим.