

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

2'2008

ISSN 1999-981X

ДОНЕЦЬК – 2008

УДК 622
В 53

Друкується за рішенням Вченої Ради державного вищого навчального закладу «Донецький національний технічний університет» (протокол № 9 від 19.12.2008).

В 53 Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю / Гол. ред. Башков Є.О. — Донецьк: ДВНЗ «ДонНТУ», 2008. — 218 с.

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), Подкопаєв С.В. (відповідальний секретар), Шашенко О.М., Усаченко Б.М., Касьян М.М., Грищенко 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 622.867.3:614.895.5

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

ПРОЦЕССЫ ТЕПЛООБМЕНА В КОНТЕЙНЕРЕ С ВОДОЛЕДЯНЫМИ ЭЛЕМЕНТАМИ В ПЕРИОД ИХ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ

В статье приведена математическая модель теплообменных процессов в системе «водоледяные охлаждающие элементы – теплоизолирующий контейнер – окружающая среда» для периода хранения и переоснащения охлаждающими элементами противотепловой одежды.

Все более широкое применение находит противотепловая одежда (куртки, костюмы, жилеты) с водоледяной системой охлаждения, основой которой являются четырехсекционные полиэтиленовые ампулы с водой (ОЭ–2) [1-4].

Для доставки замороженных ОЭ–2 к месту ведения работ, хранения и переоснащения ими противотепловой одежды до настоящего времени использовали теплоизолирующие контейнеры (К–1), которые технологически сложны в изготовлении, имеют высокую себестоимость, т.к. внутренние слои корпуса выполнены из пенополистирола или пенополиэтилена, наружные – из стеклопластика (пластмасса на основе полиэфирных смол). Оба материала конструкции являются химически вредными веществами для человека.

НИИГД «Респиратор» разработал новый теплоизолирующий контейнер-сумку (К–2), наружный слой которого выполнен из винилискожи, средний – из пенополиэтилена или из двух его толщин с воздушной прослойкой между ними, внутренний – из прорезиненной ткани с возможностью перекрывания верхних слоев ОЭ–2.

В работах [5,6] приведена математическая постановка решения задач теплообмена в контейнере К–2, определена зависимость его теплоизоляции от количества, толщины и материала слоев стенок, а так же аналитическое решение задачи для периода доставки контейнера с замороженными ОЭ–2 к месту ведения работ. При этом получены результаты моделирования динамики температуры ОЭ–2 в разработанном контейнере и аналоге.

Однако после определенного времени применения противотепловой одежды происходит фазовое превращение в ОЭ–2 льда в воду и при ее температуре 293 К (плюс 20°С) их необходимо заменить новыми, извлекая из контейнера.

Цель данной работы – раскрыть закономерности тепловых процессов в контейнере с ОЭ–2 в период их использования в противотепловой одежде и на основании полученных результатов, а так же результатов работ [5,6] определить время хранения последнего комплекта ампул ОЭ–2 в замороженном виде.

После доставки контейнера к месту ведения работ и извлечения комплектов ампул ОЭ–2 теплоизоляция верха контейнера нарушается. Верхние слои ОЭ–2 непосредственно контактируют с вентиляционным воздушным потоком выработки. В периоды переоснащения происходит тепловая разгерметизация контейнера. Условия теплообмена на верху массива ОЭ–2 изменяются не только в моменты разгерметизации контейнера, но и после каждого его закрытия (восстановления теплоизоляции). Это обусловлено образованием дополнительного свободного объема контейнера над массивом по окончании очередного извлечения комплектов ампул. Свободный объем постепенно увеличивается, заполняется теплым воздухом и после извлечения последнего комплекта ОЭ–2 занимает всё внутреннее пространство контейнера.

В этих условиях аналитическое решение [6] не может быть использовано для проведения исследований не только из-за несимметричности задачи. Проблема заключается в том, что решение получено для отдельного случая: равномерного начального распределения температуры (всюду в пределах массива температура одинакова) и непрерывности функции температуры и её градиентов (тепловых потоков) на поверхности массива. Перед каждым из моментов открытия и закрытия контейнера в массиве формируется определённое температурное поле и непосредственно в эти моменты происходит скачкообразное изменение граничных условий. Следовательно, для очередных периодов разгерметизации и последующих периодов восстановления теплоизоляции контейнера должна решаться конкретная задача со своей функцией начального распределения температуры и скачкообразным изменением градиента температуры на границах. Получение аналитического решения задач в совокупности для всех периодов невозможно.

В связи с этим произведем построение дискретного аналога математической модели [7–12] объекта исследований с целью последующего численного решения задачи [5].

Для построения дискретного аналога эту задачу запишем в размерных переменных. Предварительно, чтобы не использовать отрицательные значения пространственных координат, начало системы координат "0" перенесем в передний левый нижний угол объёма параллелепипеда массива ОЭ–2; одну из горизонтальных осей $0x_1$ направим по нижнему ребру левой торцевой грани; другую $0x_2$ – по нижнему ребру передней продольной грани; вертикальную ось $0x_3$ совместим с вертикальным ребром левой торцевой грани (рис.1).

Тогда, с учётом результатов исследований, полученных в работе [6], задачу формулируем так:

решить дифференциальное уравнение

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

с начальным условием

$$T(x_1, x_2, x_3, 0) = T_0; \quad (2)$$

и граничными условиями на боках, торцах массива:

$$\lambda \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_i} \right|_{x_i=0} - k_i \cdot (T|_{x_i=0} - T_\theta) = \lambda \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_i} \right|_{x_i=H_i} + k_i \cdot (T|_{x_i=H_i} - T_\theta) = 0, \quad (3)$$

на дне массива

$$\lambda \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_3} \right|_{x_3=0} - k_3 \cdot (T|_{x_3=0} - T_\theta) = 0, \quad (\tau \geq 0); \quad (4)$$

на верху массива в период доставки:

$$\lambda \cdot \left. \frac{\partial T}{\partial x_3} \right|_{x_3=H_3} + k_3 \cdot (T|_{x_3=H_3} - T_\theta) = 0, \quad (\tau < \tau_0); \quad (5)$$

на верху массива при извлечении очередного комплекта ОЭ-2 ($\tau \in [\tau_r, \tau_r + \Delta\tau_r]$) и после очередного закрытия крышки ($\tau \notin [\tau_r, \tau_r + \Delta\tau_r]$):

$$\lambda \cdot \frac{\partial T}{\partial x_3} \Big|_{x_3=H_3-(r-1) \cdot \Delta H_3} + a_3 \cdot (T|_{x_3=H_3-(r-1) \cdot \Delta H_3} - T_\theta) = 0, \quad \tau \in [\tau_r, \tau_r + \Delta\tau_r]; \quad (6)$$

$$\lambda \cdot \frac{\partial T}{\partial x_3} \Big|_{x_3=H_3-r \cdot \Delta H_3} + k_{3r} \cdot (T_3|_{x_3=H_3-r \cdot \Delta H_3} - T_\theta) = 0, \quad \tau \notin [\tau_r, \tau_r + \Delta\tau_r]; \quad (7)$$

где $H_i = 2 \cdot h_i$ – ширина, длина и высота массива, соответственно при $i = 1, 2, 3$; ΔH_3 – высота слоя одного комплекта пакетов переоснащения в контейнере, м.

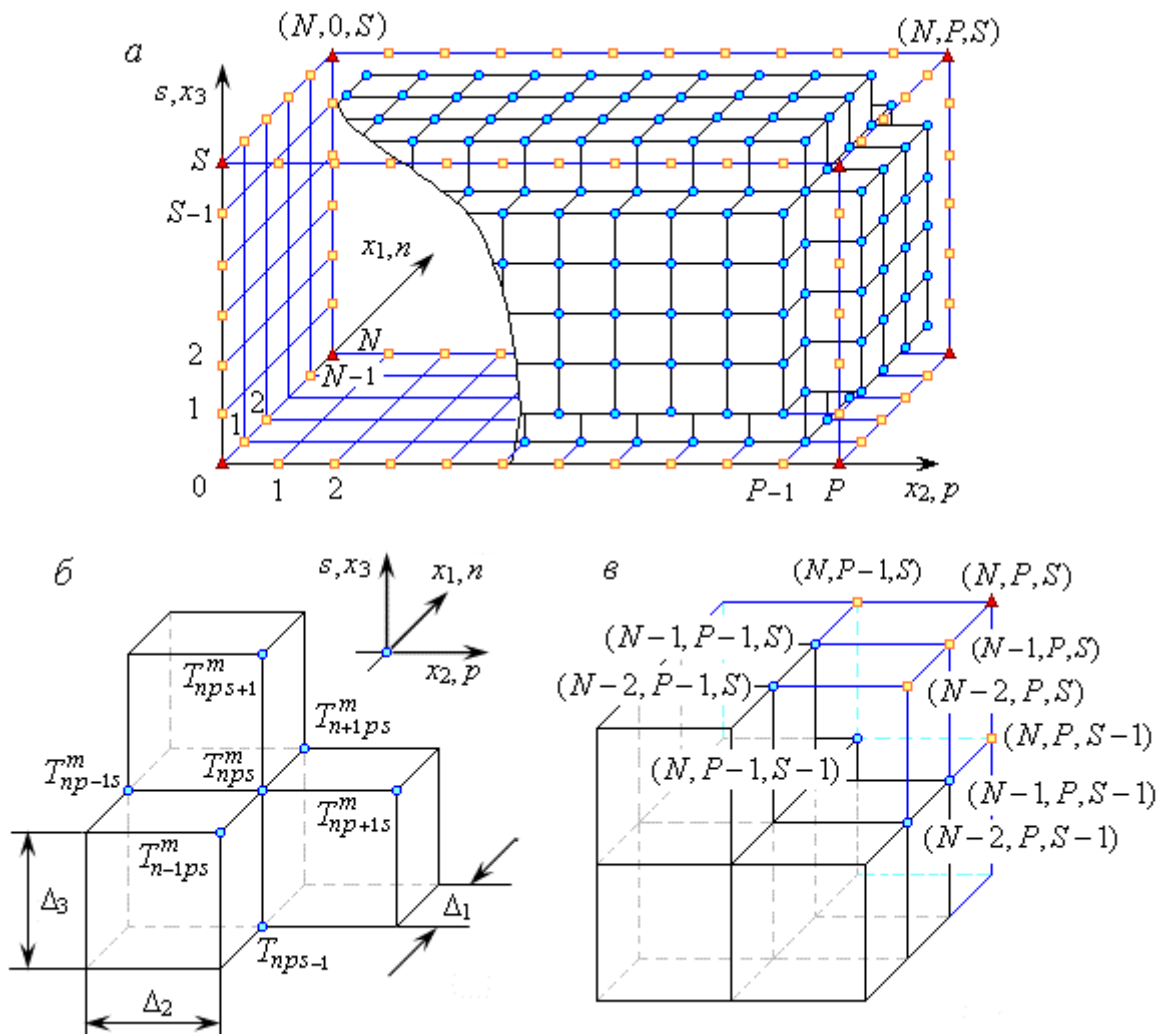


Рис. 1. Числовая сетка (область определения) дискретного аналога модели:

а – схема разделения объёма массива на элементарные объёмы; б – схема расположения узлов, используемых на каждом итерационном шаге; в – к определению температуры в углах и на рёбрах массива; \bullet – узлы области определения; \square – узлы рёбер массива; \blacktriangle – узлы углов массива

При этом момент первого открытия контейнера τ_1 приравнивается длительности периода доставки τ_D .

Объём массива ОЭ–2 условно представляется элементарными объёмами малых размеров Δ_i , m , ($i = 1, 2, 3$) по пространственным координатам x_i следующим образом.

Каждая из координатных осей разделяется на равные отрезки Δ_i . Концы отрезков нумеруются, начиная от 0 в направлении осей (см. рис. 1а):

$$0x_1: n = IK N; \quad 0x_2: p = IK P; \quad 0x_3: s = IK S, \quad (8)$$

где

$$N = \frac{H_1}{\Delta_1}; \quad P = \frac{H_2}{\Delta_2}; \quad S = \frac{H_3}{\Delta_3}. \quad (9)$$

Координатные оси представляем дискретными аналогами (значениями пространственных координат на концах отрезков Δ_i):

$$x_1 \sim x_{1n} = n \cdot \Delta_1; \quad x_2 \sim x_{2p} = p \cdot \Delta_2; \quad x_3 \sim x_{3s} = s \cdot \Delta_3. \quad (10)$$

Через точки x_{1n}, x_{2p}, x_{3s} дискретных аналогов координатных осей проведем вертикальные торцевые и продольные плоскости (сечения) объёма массива ОЭ–2; и горизонтальные плоскости (слои). В результате пересечения этих вертикальных сечений и горизонтальных слоёв образуются элементарные объёмы $\Delta V = \Delta_1 \cdot \Delta_2 \cdot \Delta_3$, m^3 , которые ещё называются контрольными объёмами [12].

Множество вершин элементарных объёмов представляют собой дискретный аналог объёма массива ОЭ–2 и называются числовой сеткой или областью определения дискретного аналога модели. Отдельные вершины элементарных объёмов – узлы области определения дискретного аналога (см. рис. 1.б); размеры их рёбер Δ_i – шаги числовой сетки. Значения температуры в произвольной точке массива представим её значениями в узлах и обозначим:

$$T(x_1, x_2, x_3, \tau) \sim T(x_{1n}, x_{2p}, x_{3s}, \tau) = T_{nps}. \quad (11)$$

Текущее время заменим дискретным аналогом – числом m равных промежутков времени ∇ , c :

$$\tau \sim \tau_m = m \cdot \nabla, \quad (m = 0, 1, 2 \dots \infty), \quad (12)$$

а значение температуры в узле (n, p, s) в момент времени τ_m , c , обозначим:

$$T(x_{1n}, x_{2p}, x_{3s}, \tau_m) = T_{nps}^m. \quad (13)$$

Производную температуры по времени аппроксимируем конечными разностями первого порядка “вперёд”, явного вида [11]:

$$\frac{\partial T}{\partial \tau} \sim \frac{T(x_{1n}, x_{2p}, x_{3s}, \tau_{m+1} + \nabla) - T(x_{1n}, x_{2p}, x_{3s}, \tau_m)}{\nabla} = \frac{T_{nps}^{m+1} - T_{nps}^m}{\nabla}. \quad (14)$$

Градиенты температуры – аналогичным образом:

$$\frac{\partial T}{\partial x_1} \sim \frac{T_{n+1ps}^m - T_{nps}^m}{\Delta_1}; \quad (15)$$

$$\frac{\partial T}{\partial x_2} \sim \frac{T_{np+ls}^m - T_{nps}^m}{\Delta_2}; \quad (16)$$

$$\frac{\partial T}{\partial x_3} \sim \frac{T_{nps+l}^m - T_{nps}^m}{\Delta_3}. \quad (17)$$

Вторые производные заменим конечными центральными разностями второго порядка явного вида:

$$\frac{\partial^2 T}{\partial x_1^2} \sim \frac{T_{n-1ps}^m - 2 \cdot T_{nps}^m + T_{n+1ps}^m}{\Delta_1^2}; \quad (18)$$

$$\frac{\partial^2 T}{\partial x_2^2} \sim \frac{T_{np-ls}^m - 2 \cdot T_{nps}^m + T_{np+ls}^m}{\Delta_2^2}; \quad (19)$$

$$\frac{\partial^2 T}{\partial x_3^2} \sim \frac{T_{nps-l}^m - 2 \cdot T_{nps}^m + T_{nps+l}^m}{\Delta_3^2}. \quad (20)$$

Так как в данных исследованиях принято, что теплофизические свойства массива ОЭ–2 одинаковы по всем направлениям, в дальнейшем принимаем равенство шагов числовой сетки по координатам $\Delta_i = \Delta$.

С учётом (14)–(20) дифференциальное уравнение (1) представляем системой алгебраических уравнений относительно температуры T_{nps}^{m+1} на очередном временном шаге:

$$\begin{aligned} \frac{T_{nps}^{m+1} - T_{nps}^m}{\nabla} = a \cdot \left(\frac{T_{i-1ps}^m - 2 \cdot T_{nps}^m + T_{i+1ps}^m}{\Delta^2} + \right. \\ \left. + \frac{T_{ip-ls}^m - 2 \cdot T_{nps}^m + T_{ip+ls}^m}{\Delta^2} + \frac{T_{ijp-l}^m - 2 \cdot T_{nps}^m + T_{ijp+l}^m}{\Delta^2} \right), \end{aligned} \quad (21)$$

$$(n = IK \ N - 1; \quad p = IK \ P - 1; \quad s = IK \ S - 1),$$

или в разрешённом относительно T_{nps}^{m+1} виде

$$T_{nps}^{m+1} = F \cdot [T_{n-1ps}^m + T_{n+1p-ls}^m + T_{np+ls}^m + T_{nps-l}^m + T_{nps+l}^m + (F^{-1} - 6) \cdot T_{nps}^m], \quad (22)$$

где

$$F = \frac{a \cdot \nabla}{\Delta^2} - \quad (23)$$

сеточный аналог числа Фурье.

Начальное условие (2) представим в виде:

$$T_{ijk}^0 = T_0 ; \quad \tau_m = 0 \quad (24)$$

Граничные условия на боках массива (3):

$$\lambda \cdot \frac{T_{1ps}^{m+1} - T_{0ps}^{m+1}}{\Delta} - k_1 \cdot (T_{0ps}^{m+1} - T_\epsilon) = \lambda \cdot \frac{T_{Nps}^{m+1} - T_{N-1ps}^{m+1}}{\Delta} + k_1 \cdot (T_{Nps}^{m+1} - T_\epsilon) = 0. \quad (25)$$

Отсюда следует

$$T_{0ps}^{m+1} = \frac{T_\epsilon + B_1 \cdot T_{1ps}^{m+1}}{1 + B_1}; \quad T_{Nps}^{m+1} = \frac{T_\epsilon + B_1 \cdot T_{N-1ps}^{m+1}}{1 + B_1}, \quad \tau_m > 0, \quad (26)$$

где

$$B_1 = \frac{k_1 \cdot \Delta}{\lambda} - \quad (27)$$

сеточный аналог числа Био.

Аналогично получим дискретные аналоги граничных условий на торцах, дне и верху массива в период доставки, соответственно

$$T_{n0s}^{m+1} = \frac{T_\epsilon + B_2 \cdot T_{n1s}^{m+1}}{1 + B_2}; \quad T_{nps}^{m+1} = \frac{T_\epsilon + B_2 \cdot T_{nP-1s}^{m+1}}{1 + B_2}, \quad \tau_m > 0. \quad (28)$$

$$T_{np0}^{m+1} = \frac{T_\epsilon + B_3 \cdot T_{np1}^{m+1}}{1 + B_3}, \quad \tau_m > 0; \quad T_{npS}^{m+1} = \frac{T_\epsilon + B_3 \cdot T_{npS-1}^{m+1}}{1 + B_3}, \quad \tau_m < \tau_d, \quad (29)$$

где

$$B_2 = \frac{k_2 \cdot \Delta}{\lambda}; \quad B_3 = \frac{k_3 \cdot \Delta}{\lambda}.$$

На верху массива при извлечении очередного комплекта ОЭ-2 и после очередного закрытия крышки:

$$T_{npS-(r-1)\Delta s}^{m+1} = \frac{T_\epsilon + B_{3\alpha} \cdot T_{npS-(r-1)\Delta s-1}^{m+1}}{1 + B_{3\alpha}}, \quad \tau_m \in [\tau_r, \tau_r + \Delta\tau_r]; \quad (30)$$

$$T_{n p S-r \Delta s}^{m+1} = \frac{T_e + B_{3r} \cdot T_{n p S-r \Delta s-l}^{m+1}}{1 + B_{3r}}, \quad \tau_m \notin [\tau_r, \tau_r + \Delta \tau_r], \quad (31)$$

где $B_{3a} = \frac{\alpha_3 \cdot \Delta}{\lambda}$; $B_{3r} = \frac{k_{3r} \cdot \Delta}{\lambda}$ – сеточные аналоги чисел Био; $\Delta s = \Delta H_3 / \Delta$ – число узлов сетки в пределах ΔH_3 .

Ввиду разделения объёма массива на элементарные кубические объёмы в данной модели оказываются не задействованными узлы рёбер. Значения температуры в этих узлах определяются как средние значения температуры в ближайших узлах. Например, температура на верхнем правом ребре в узле $(N-1, P, S)$ (рис. 1.в) приравнивается полусумме температур в узлах $(N-1, P-1, S)$ и $(N-1, P, S-1)$. Температура в углах массива рассчитывается по температуре в трёх ближайших узлах. Так, для узла (N, P, S)

$$T_{N,P,S}^{m+1} = (T_{N-1,P,S}^{m+1} + T_{N,P-1,S}^{m+1} + T_{N,P,S-1}^{m+1}) / 3 \quad (32)$$

С помощью построенного дискретного аналога математической модели производим расчёт распределения температуры массива с течением времени в следующем порядке.

- задаём начальное распределение температуры в соответствии с (24) во всех узлах массива;
- по формуле (22) рассчитываем температуру на следующем временном шаге (кроме граничных узлов);
- с использованием (28)–(31) определяем температуру на боках, торцах, дне и верхе массива;
- вычисляем температуру на рёбрах и в угловых точках массива;
- осуществляем переход к следующему временному шагу. Если он меньше заданного периода исследований, расчёт повторяем со второго пункта, иначе его прекращаем.

Данный метод расчёта сходится при условии [7–9]:

$$\frac{l}{F} \geq 6.$$

В наших исследованиях при коэффициенте температуропроводности $a = 1,08 \cdot 10^{-6} \text{ м}^2 / \text{с}$ принимали $\Delta = 1 \text{ см} = 0,01 \text{ м}$; $\nabla = 15 \text{ с}$. При этом $F = 0,162$; $\frac{l}{F} = 6,17$.

Для расчёта температуры по аналитическому выражению [6] и с помощью дискретного аналога в оболочке “Delphi-5” составлена программа “Windows” – “Контейнер” (файл “Kont.exe”).

Прежде всего, с помощью этой программы, проверили достоверность численного с точечным решением задачи (рис. 2). Отсюда следует, что в рассматриваемом временном диапазоне и чисел Био результаты практически совпадают.

С помощью численного метода провели сравнение динамики температуры в контейнере-аналоге и разработанном контейнере при температуре воздуха окружающей среды 30°C (рис. 3).

Оказалось, что в контейнере-аналоге ОЭ-2 становятся непригодными для использования примерно через 4,5 ч (скачки кривых соответствуют моментам открытия

контейнера), а в разработанном контейнере температура последнего извлекаемого комплекта ОЭ-2 равна около минус $3,5^{\circ}\text{C}$.

Сравнивали температуру в верхних углах массива, где ожидается максимальное ее значение при различных температурах и скоростях воздуха окружающей среды (рис. 4-6).

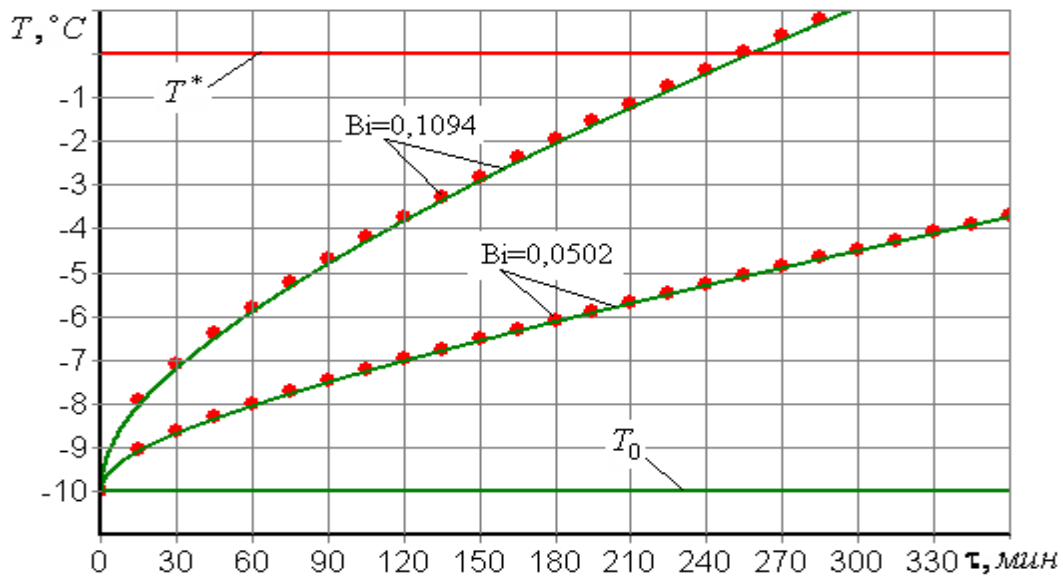


Рис. 2. Результаты расчёта температуры на основании точного решения (сплошные линии) и по дискретному аналогу математической модели (точки)

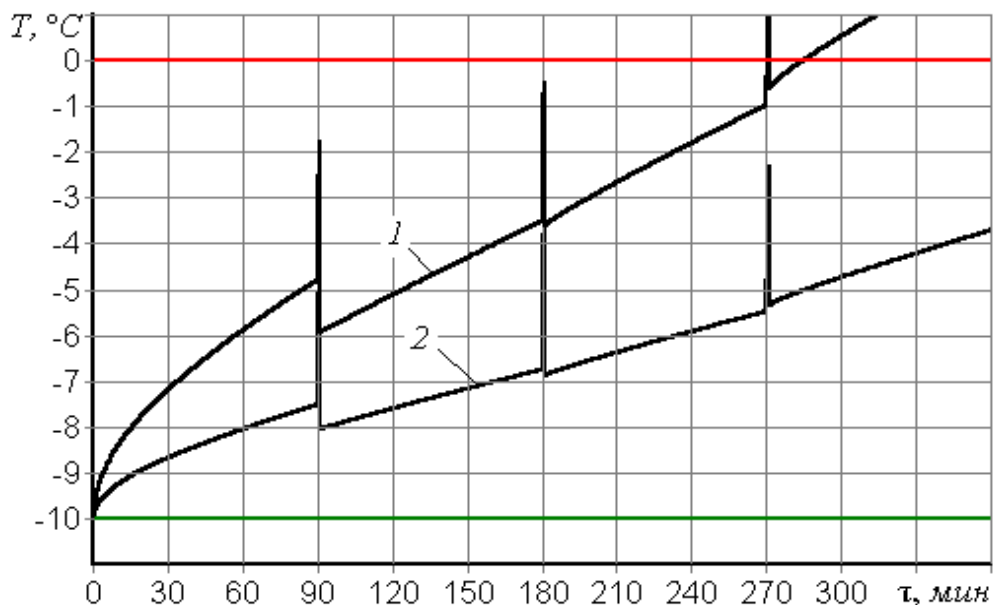


Рис. 3. Динамика температуры в верхних углах массива ОЭ-2 при температуре воздуха окружающей среды 30°C : 1 – контейнера-аналога; 2 – разработанного контейнера

В менее жёстких условиях максимальная температура снижается (см. рис. 5, 6).

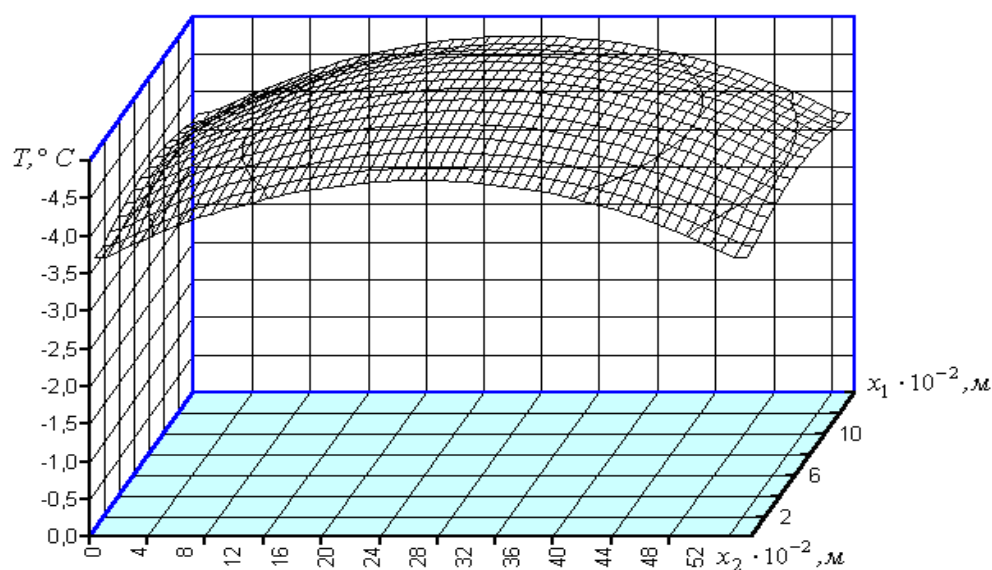


Рис. 4. Распределение температуры на поверхности последнего комплекта переоснащения в разработанной конструкции контейнера ($u = 5,0 \text{ м/с}$; $T_0 = -10^\circ\text{C}$; $T_6 = 40^\circ\text{C}$).

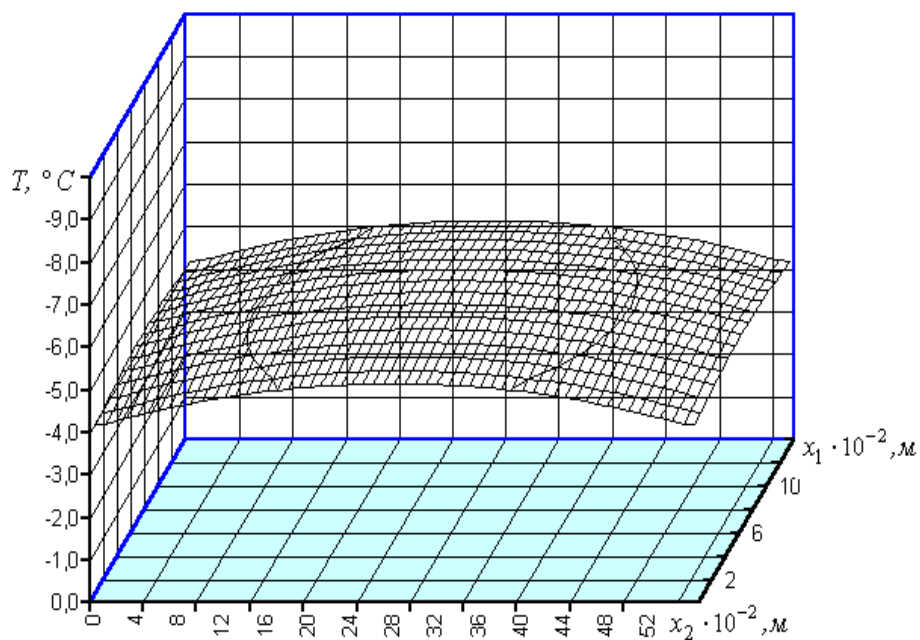


Рис. 5. Распределение температуры на поверхности последнего комплекта переоснащения в разработанной конструкции контейнера ($u = 0,5 \text{ м/с}$; $T_0 = -10^\circ\text{C}$; $T_6 = 40^\circ\text{C}$).

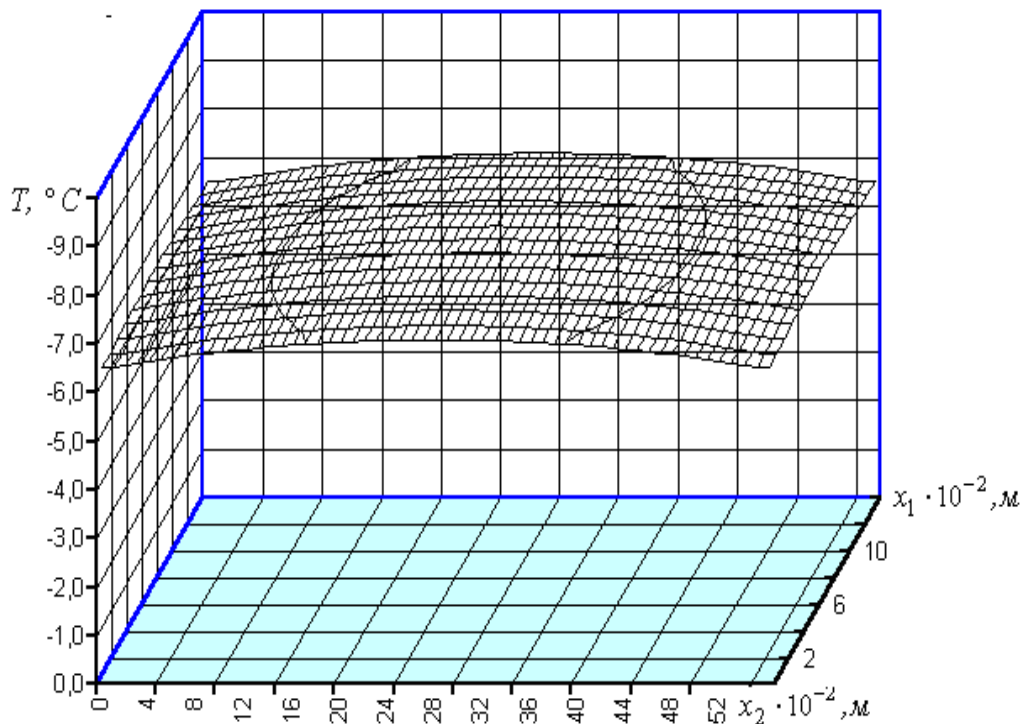


Рис. 6. Распределение температуры на поверхности последнего комплекта переоснащения в разработанной конструкции контейнера ($u = 0,5 \text{ м/с}$; $T_0 = -10^\circ\text{C}$; $T_g = 20^\circ\text{C}$).

Так, при прочих равных условиях, но скорости вентиляционной струи $u = 0,5 \text{ м/с}$, максимальная температура на поверхности последнего комплекта ОЭ-2 не превышает минус $4,0^\circ\text{C}$ (см. рис. 5). При этом, если температура воздуха равна плюс $20,0^\circ\text{C}$, то этот максимум составляет минус $6,5^\circ\text{C}$.

Таким образом, в результате проведенных исследований построен дискретный аналог математической модели, адекватный точному аналитическому решению задачи, который реализован в виде специально разработанного программного обеспечения. В результате моделирования доказано существенное преимущество разработанного контейнера по сравнению с аналогом. Если при наиболее жестких условиях пригодность ОЭ-2 в контейнере-аналоге ограничена временем, равным 4,5 ч, то в разработанном – максимальная температура последнего комплекта ОЭ-2, после 6 ч (рабочая смена шахтера) не превышает минус $3,5^\circ\text{C}$.

Библиографический список

1. **Карпекин В.В.** Определение параметров водяного аккумулятора холода для противотепловой одежды горноспасателей / В.В. Карпекин, И.Ф. Марийчук, Ю.В. Клименко // Науковий вісник НГА України. – Дніпропетровськ, 2002. – №5.-С. 82-86.
2. **Онасенко А.А.** Теплообменные процессы в системе « окружающая среда – охлаждающий пакет – человек» / Онасенко А.А. // Горноспасательное дело: Сб. научн. тр./НИИГД «Респиратор». – Донецк, 2005. – Вып. 42. – С. 120–125.

3. **Гаврилко О.А.** Математичне моделювання нестационарного переносу тепла в захисному одязі пожежних і гірничорятувальників з воольодяною системою охолодження / Гаврилко О.А. // Пожежна безпека: зб. наук. праць, ЛІПБ: УкрНДІПБ МНС України. – Львів, 2002, – С. 76–82.
4. **Онасенко А.А.** Комплект средств экстренного охлаждения пострадавших при перегревании / А.А. Онасенко, В.А. Вольский, И.Ф. Марийчук // Уголь Украины. – 2005. - №3. – С. 32–34.
5. **Марийчук И.Ф.** Математическая формулировка задач исследований теплообменных процессов в контейнере с водолеяными аккумуляторами холода / И.Ф. Марийчук, В.О. Положий // Известия Донецкого горного института. – Донецк, 2008. – ДонНТУ, №1. – С. 44-54
6. **Положий В.О.** Моделирование теплообменных процессов в контейнере с водолеяными аккумуляторами холода / В.О. Положий, И.Ф. Марийчук // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. / НИИГД. – Донецк, 2008. Вып. 45. – С.
7. **Шорин С.И.** Теплопередача / С.И. Шорин – М.: Высшая школа, 1964. –481с.
8. **Михеев М.А.** Основы теплопередачи / Михеев М.А., Михеева И.М. – М.: Энергия, 1973. – 360 с.
9. **Юдаев Б.Н.** Теплопередача / Б.Н Юдаев. Учебник для вузов. – М.: Энергия, 1973. – 360 с.
10. **Даналина Н.И.** Численные методы / Данилина Н.И., Дубровская Н.С., Кваша О.П. – М., Высшая школа, –1976. – 368 с.
11. **Роуч П.** Вычислительная гидродинамика / П. Роуч – М.: Мир, 1980. – 616с.
12. **Патанкар С.** Численные методы решения задач теплообмена и динамики жидкостей. / С. Патанкар – М. – Энергоиздат. – 1993. – 150 с.

© Положий В.О., Марийчук И.Ф., 2008

УДК 622.83: 622.268

НЕГРІЙ С.Г., САХНО І.Г., МОКРІЄНКО В.М. (ДонНТУ)

ДОСЛІДЖЕННЯ МЕХАНІЗМУ ПЕРЕДАЧІ НАВАНТАЖЕННЯ НА КРІПЛЕННЯ ВИРОБКИ ВІД ФРОНТУ РУЙНУВАННЯ ПОРІД

Приведені результати лабораторних досліджень на структурних моделях з дослідження впливу фізико-механічних характеристик зруйнованого порідного масиву на механізм взаємодії фронту руйнування порід з контуром виробки.

Ефективна робота шахт багато в чому залежить від стійкості гірничих виробок, тому що незадовільний стан останніх істотно стримує темпи ведення очисних і підготовчих робіт. Так до 30% обсягу гірничих виробок, що підтримуються, на шахтах України мають потребу в проведенні ремонтних робіт через низьку надійність цих виробок, що обумовлена, як недостатньою ефективністю застосування засобів кріплення, так і якістю їхньої установки.

Про високу культуру кріплення гірничих виробок не приходиться і говорити. Це дійсно одна з основних проблем. Але, навіть при її задовільному рівні і застосуванні засобів кріплення, здавалося б, з оптимальними для розглянутих умов параметрами, практично не можливо досягти бажаних результатів.

Але причиною цього, на нашу думку, є не те, що застосовуються кріплення з недостатньо несучою здатністю, малою піддатливістю або кроком установки, а те, що практично не використовується несуча здатність порід, що уміщають виробку, і що стійкість виробок розглядається окремо на різних етапах її існування.

Характер зсувів порід контуру однієї і тієї ж виробки на різних етапах її існування різний. У результаті проведення виробки і перерозподілу напружень у масиві, що оточує виробку, відбувається руйнування порід навколо неї – формується зона зруйнованих порід (ЗЗП). За рахунок руйнування породи розширюються в об'ємі і переміща-

ються у бік виробки, унаслідок чого спостерігаються деформації кріплення, видавлювання ґрунту. Цей процес носить загасаючий характер і до моменту, коли вже сформується ЗЗП, зсувів контуру виробки може вже і не спостерігатися. Дане явище порозумівається тим, що на якомусь етапі сили, що виштовхують (які виникають на фронті руйнування порід і від ваги порід, що вміщують ЗЗП), зрівноважуються силами, які протидіють цьому процесові (опір кріплення виробки, опір порід, що вміщують зону, і сили тертя, що виникають в них), тобто поки не установиться рівноважний стан системи “кріплення - зона зруйнованих порід - навколишній породний масив”. Порушення рівноважного стану цієї системи (вплив очисних робіт, проведення ремонту виробки) приводить до подальшого росту ЗЗП і активізації зсувів порід по контуру виробки.

Таким чином, передача навантажень від фронту руйнування порід до кріплення виробки відбувається через область зруйнованих порід, і чим більше ця область, тим менше ступінь впливу на кріплення. Дійсно, передача тиску масиву на виробку, величина і характер деформацій останньої будуть визначатися фізико-механічними властивостями дискретного (сипучого) середовища і розмірами зони дискретизованих порід навколо неї [1, 2], і вивчення особливостей механізму участі зони зруйнованих порід у передачі навантаження на контур виробки є актуальною задачею, рішення якої дозволить обґрунтувати ефективні способи і засоби забезпечення стійкості виробок за рахунок підвищення вантажонесучої здатності зруйнованих порід [3].

Для підтвердження цього твердження нами на початковому етапі були встановлені основні характеристики зруйнованого породного масиву, що впливають на процес, який досліджується, а потім проведені лабораторні дослідження на структурних моделях щодо встановлення ступеня передачі навантажень від фронту руйнування до виробки в залежності від цих характеристик.

Відомі такі основні фізико-механічні характеристики зруйнованого породного масиву: гранулометричний склад, щільність порід, їхня вологість і гігроскопічність, кути природного укусу і внутрішнього тертя порід, твердість часток, компресійні, когезійні й адгезійні показники, здатність до вібраційного ущільнення, деформаційні зсувні характеристики, коефіцієнт розподільної здатності [4].

На наш погляд, із приведеного переліку найбільш впливовими на процес передачі навантажень є: гранулометричний склад, щільність і кут внутрішнього тертя порід. Так установлено, що зі збільшенням крупності фрагментів істотно зменшується ступінь передачі навантаження від фронту руйнування до контуру виробки [3], зменшення ж об'ємної маси порід у межах ЗЗП, і тим самим збільшення їх в об'ємі, приводить до значних зсувів контуру виробки [5, 6], величина ж кута внутрішнього тертя порід одна з основних характеристик сипучого середовища [4], тому її урахування також необхідне. Що стосується інших показників, то одні з них є менш значимими і практично не впливають на стан зруйнованих порід, а інші – істотно залежать від розміру фракцій і кута внутрішнього тертя.

У роботі [3] представлені результати дослідженні механізму взаємодії фронту руйнування порід з контуром виробки, але в них враховувався тільки гранулометричний склад порід і розмір зони зруйнованих порід. Тому, нами передбачається провести лабораторні дослідження щодо встановлення впливу фізико-механічних характеристик зруйнованого породного масиву на механізм взаємодії фронту руйнування порід з контуром.

Механізм передачі навантаження через область зруйнованих порід досліджувався у лабораторних умовах на структурних моделях з масштабом моделювання 1:30. Для цього використовували плоский стенд розмірами 0,6×0,5×0,07м, що являв собою зварену металеву конструкцію (1) зі швелера 70 (рис.1). До каркасу конструкції кріпилася задня (2) і передня прозора (3) стінки. У середині конструкції уздовж основи по її ши-

рині розміщалися датчики тертя (4), вище яких розташовувався досліджуваний сипучий матеріал (5) (порода, желатин), потім установлювалася пневмокамера (6) з манометром (7).

Перед іспитами структурних моделей здійснювалося тарування датчиків з використанням пневмокамери (у зібраній моделі без породної подушки), які склалися з двох скляних пластинок (12×70×2мм) і між якими розташовується тонка металева смуга. При стиску пластин відбувається обтиснення металевої смуги. Зусилля її протягання знаходиться в пропорційній залежності від величини стискаючого навантаження [3]. Просмикування металевої смуги у датчику тертя переводилося за допомогою пружинного динамометра. При фіксованому тиску усередині камери визначали зусилля просмикування кожного датчика. Для кожної ступіні зовнішнього навантаження датчиків визначався поправочний коефіцієнт [3]

$$k_m = \frac{P}{\sum_{i=1}^n P_i}, \quad (1)$$

де P – величина питомого навантаження на датчик, кПа; P_i – показання динамометра i -го датчика, кг; n – кількість датчиків.

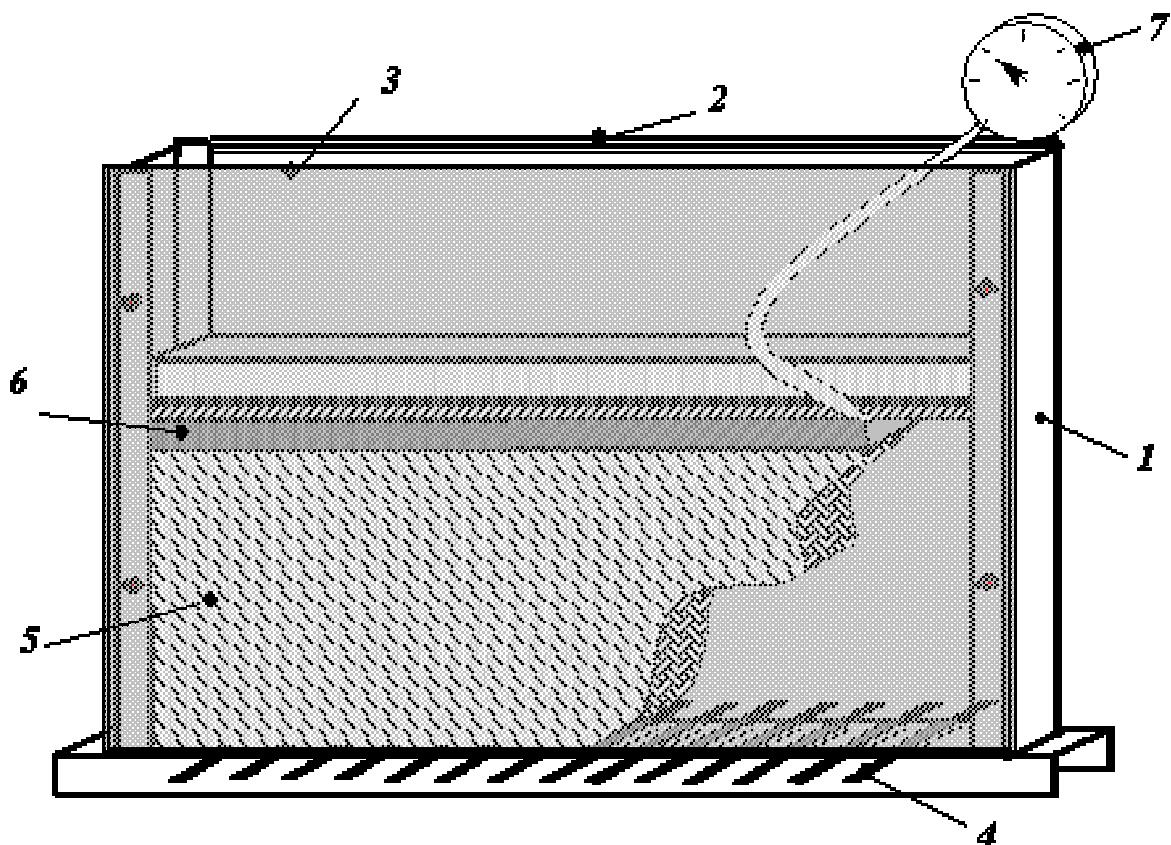


Рис. 1. Схема структурної моделі щодо дослідження механізму взаємодії фронту руйнування порід з контуром виробки

У процесі відпрацювання серії моделей з урахуванням критеріїв подоби [3] змінювалися такі параметри:

1. Величина навантаження на зовнішньому контурі ЗРП

$$q=19,6; 39,2; 58,9; 78,5; 83,4; 88,3; 98,1; 107,9 \text{ кПа};$$

2. Гранулометричний склад порід, що вміщують виробку, відносно її розміру

$$d_{\phi}/r_{\sigma}= 0,10; 0,19; 0,56;$$

3. Кут внутрішнього тертя сипучого середовища, що вміщує виробку

$$\varphi = 29, 31 \text{ и } 33^{\circ};$$

4. Висота породної подушки відносно розміру виробки

$$r_n/r_{\sigma}= 3,3; 4,6; 5,2; 5,3; 6,1; 7,3; 7,5; 8,5,$$

де d_{ϕ} – розмір фракції, м; r_{σ} – радіус виробки у відповідності з масштабом моделювання, м; r_n – висота породної подушки, м.

Також у процесі відпрацювання моделей здійснювався вимір маси порід що вміщують ЗРП, і висоти породної подушки з подальшим визначенням об'єму простору, який був заповнений породою під дією навантаження, і їх об'ємної маси.

При зміні всіх цих параметрів фіксувались показання датчиків тертя, по яких через тарувальний коефіцієнт k_m визначалася величина тиску під породною подушкою

$$q = \frac{\sum_{i=1}^n P_i}{n} k_m, \text{ кПа.} \quad (2)$$

Ступінь взаємодії між фронтом руйнування і контуром виробки оцінювалася коефіцієнтом передачі навантаження k_n

$$k_n = \frac{q}{P}. \quad (3)$$

У результаті відпрацювання моделей при різних параметрах сипучого матеріалу нами був отриманий масив даних, що дозволив кількісно оцінити спільний вплив фізико-механічних властивостей сипучого середовища на зміну коефіцієнта передачі навантаження у ньому, а, отже, і на механізм взаємодії фронту руйнування порід з контуром виробки.

Для визначення кількісної залежності між показниками властивостей був використаний метод множинної кореляції. Розрахунок здійснений за допомогою засобів програмного пакета SPSSv13.0.

На початковому етапі здійснювався пошук всіх існуючих видів залежностей, які застосовуються при статистичній обробці результатів. Результатами пошуку стали стандартні види залежностей (лінійної, експонентної, ступеневої, логарифмічної, квадратичної, параболічної, гіперболічної, показової), використовуючи які, за допомогою засобів програмного пакета SPSSv13.0 визначалися коефіцієнти рівняння множинної регресії, на основі яких складалися рівняння регресії (табл. 1).

Таблиця 1. Результати встановлення рівнянь регресії і визначення коефіцієнта кореляції

№ п\п	Загальний вид рівняння регресії	Значення коефіцієнта кореляції рівняння регресії
	<u>лінійна</u>	
1	$k_n = -9,977 - 3,89 \frac{d\phi}{r_\phi} + 21,336 f - 0,638 \gamma - 0,014 \frac{r_n}{r_\phi}$	0,78
	<u>експонентна</u>	
2	$k_n = e^{-3,233 + \left(\frac{d\phi}{r_\phi}\right)^{-0,661} + f^{1,883} + \gamma^{0,45} + \left(\frac{r_n}{r_\phi}\right)^{-0,121}}$	0,76
	<u>ступенева</u>	
3	$k_n = e^{7,029} \left(\frac{d\phi}{r_\phi}\right)^{-1,876} f^{19,183} \gamma^{-0,388} \left(\frac{r_n}{r_\phi}\right)^{-0,11}$	0,77
	<u>логарифмічна</u>	
4	$k_n = 9,174 - 1,944 \ln\left(\frac{d\phi}{r_\phi}\right) + 21,56 \ln f - 0,57 \ln \gamma - 0,082 \ln\left(\frac{r_n}{r_\phi}\right)$	0,77
	<u>квадратична</u>	
5	$k_n = -2,568 - 4,042 \left(\frac{d\phi}{r_\phi}\right)^2 + 11,988 f^2 - 0,225 \gamma^2 - 0,001 \left(\frac{r_n}{r_\phi}\right)$	0,78
	<u>параболічна</u>	
6	$k_n = 2,843 + 12,56 \left(\frac{d\phi}{r_\phi}\right)^2 - 6,542 \left(\frac{d\phi}{r_\phi}\right) - 28,2 f^2 + 6,964 f - 2,503 \gamma^2 + 7,291 \gamma + 0,1 \left(\frac{r_n}{r_\phi}\right)^2 - 0,124 \left(\frac{r_n}{r_\phi}\right)$	0,80
	<u>гіперболічна</u>	
7	$k_n = -30,396 - \frac{0,662 r_\phi}{d\phi} + \frac{20,917}{f} - \frac{0,135}{\gamma} - \frac{0,401 r_\phi}{r_n}$	0,77
8	<u>показова</u> не існує	-

Як випливає з таблиці, коефіцієнти кореляції рівнянь регресії усіх порівнюваних видів залежностей практично однакові (не існує лише показової залежності). Тому, щоб уникнути громіздких формул була прийнята найбільш проста – лінійна залежність коефіцієнта передачі навантаження від основних фізико-механічних характеристик зруйнованого породного масиву, яка буде мати вигляд

$$k_n = -9,977 - 3,89 \frac{d_\phi}{r_6} + 21,336 f - 0,638 \gamma - 0,014 \frac{r_3}{r_6}, \quad (4)$$

де d_ϕ – гранулометричний склад порід, що вміщують ЗЗП, м; r_6 – радіус виробки, м; f – коефіцієнт внутрішнього тертя порід; γ – об’ємна вага порід, т/м³; r_3 – розмір зони зруйнованих порід, м.

З залежності випливає, що при збільшенні гранулометричного складу порід, їхньої об’ємної ваги і розміру зони зруйнованих порід коефіцієнт передачі навантажень зменшується, а при збільшенні коефіцієнта внутрішнього тертя – він збільшується.

Таким чином, у результаті проведених досліджень встановлена кількісна залежність коефіцієнта передачі навантаження від основних фізико-механічних характеристик зруйнованого породного масиву, що дозволить уточнити параметри існуючих засобів підтримання гірничих виробок, а також може бути використана при розробці нових з урахуванням несучої здатності порід, які вміщують зону зруйнованих порід.

Бібліографічний список

1. **Негрій С.Г.** Обґрунтування параметрів механічного опору породам підшви виїмкових виробок при відпрацьовуванні лав зворотним ходом: Автореф. дис...канд. техн. наук: 05.15.02. / ДонНТУ.– Донецьк. – 2007.– 22 с.
2. **Касьян М.М.** Геомеханічні основи управління зоною зруйнованих порід навколо виробок для забезпечення їх стійкості на великих глибинах: Автореф. дис... докт. техн. наук: 05.15.02 / ДонНТУ.– Донецьк. – 2002.– 21 с.
3. **Сучасні проблеми проведення та підтримання гірничих виробок глибоких шахт/** Під заг. ред. С.В. Янко.– Донецьк: ДУНВГО, 2003.– 256 с.
4. **Каталымов А.В., Любартович В.А.** Дозирование сыпучих и вязких материалов.– Л.– Химия, 1990.– 240 с.
5. **Черняк И.Л., Юсов А.Б.** Управление массивом пород вокруг подготовительной выработки с помощью активного распора // Уголь.- 1982.- №9.- С. 21-23.
6. **Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Негрей С.Г., Кублицкий Е.В.** Влияние плотности разрушенного породного массива на устойчивость выработки // Сборник научных трудов Национальной горной академии Украины.– Днепропетровск.– 2001г.– №12.– Т.2.– С.91-95.

© Негрій С.Г., Сахно І.Г., Мокрієнко В.М., 2008

УДК 622.831.537.86

СТАРИКОВ Г.П., ЗАВРАЖИН В.В., БОЙКО А.Н. (ИФГП НАН Украины),
РУБИНСКИЙ А.А. (МакНИИ)

ОЦЕНКА СТЕПЕНИ ГАЗОДИНАМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПО УРОВНЮ ЭНЕРГИИ АКТИВАЦИИ ДЕСОРБЦИИ ФЛЮИДОВ

Впервые установлено, что энергия активации десорбции водометанового флюида трещиновато-пористой структуры угля характеризует степень выбросоопасности угольных пластов.

Существующие методы оценки газодинамической активности угольных пластов, основанные на учете частных признаков выбросоопасности, как правило, допускают ошибки первого рода в выбросоопасных зонах. Это связано с неизученностью энерге-

тических основ кинетики метановыделения из трещиновато-пористой структуры угольного вещества, в частности из закрытых пор, величина которых в выбросоопасных пластах составляет 40-60% от общей пористости угля [1, 2]. Учитывая данный факт, целью настоящей работы было изучение кинетики десорбции метана из угольных пластов разной степени газодинамической активности. Поскольку десорбция метана из объема закрытых пор происходит по механизму диффузии, требующей значительного времени на оценку кинетики, в работе использовался термоактивационный метод [3] определения энергии активации десорбции метана [4].

Для установления данного параметра угольные образцы измельчались до фракций $R=0,4-0,5$ мм, массой (m) 10-12 г и помещались в рабочую камеру установки ADGS-50, где по заданной программе, в интервале температур 40-160 °С, изотермической выдержкой 10 °С/мин определяли потерю массы (Δm). Используя установленную зависимость $\Delta m/m=f(T)$ и ее производную, характеризующую скорость процесса дегидратации, определяли максимальную и минимальную температуры и соответствующие им потери массы угольной фракции. Далее в системе координат $\ln(\Delta m/m)$ по оси ординат и $1/T$ по оси абсцисс строили прямую и по тангенсу угла наклона вычисляли величину энергии активации (E) [5]. Результаты измерений E для углей из пластов разной степени выбросоопасности приведены в табл. 1.

Таблица 1. Значения энергии активации и температуры дегидратации для пластов разной степени выбросоопасности

Пласт, шахта, горизонт	Степень выбросоопасности	Энергия активации десорбции, кДж/моль	Температура дегидратации, °С
Грязный m_1 , ш. им.Ф.Э. Дзержинского, 1146 м	Выбросоопасный	26,2	82
Кирпичевка l_2^1 , ш. им.Ф.Э. Дзержинского, 1026 м	Выбросоопасный	23	66
Толстый m_3 , ш. им.Ф.Э. Дзержинского, 1026 м	Выбросоопасный	36,5	75
Тонкий m_2 , ш. им.Ф.Э. Дзержинского, 1026 м	Выбросоопасный	28,2	88
Мазур l_1 , ш. Горецкая, 810 м	Угрожаемый	54	97
Кирпичевка l_2^1 , ш. Горецкая, 810 м	Угрожаемый	51,3	75
Смоляниновский h_6' , ш. им. А.А. Скочинского, 1300 м	Особо выбросоопасный	25,2	84
Песчанка m_4 , ш. Юнком, 1020 м	Невыбросоопасный	53	82

Анализ представленных результатов показывает, что у выбросоопасных пластов энергия активации десорбции метана из закрытых пор в среднем в 1,89 раза меньше,

чем у угрожаемых и невыбросоопасных, при этом угли из разных пластов имеют собственную температуру дегидратации. В целом, установленные закономерности дают основание для использования величины параметра E при категоризации степени выбросоопасности угольных пластов.

Однако, практика ведения горных работ по выбросоопасным пластам показывает, что наиболее сложной проблемой является прогноз выбросоопасных зон и, в особенности, очагов газодинамических явлений (ГДЯ). Применительно к данной проблеме был проведен цикл исследований по прогнозу зон ГДЯ на основе учета энергии активации десорбции метана из угольных проб. Пробы в виде штыба отбирались с глубины 1,5-2,0 м при бурении скважин диаметром 42 мм во 2 западном конвейерном штреке, проводимого по пласту h_6 Смоляниновский, гор.1300 м шахты им А.А. Скочинского в режиме сотрясательного взрывания на протяжении 60 м подвигания. Результаты исследований приведены на рис. 1 в виде зависимостей $E=f(L)$ и $T=f(L)$. Анализ представленных результатов свидетельствует, что в зонах отсутствия ГДЯ величина энергии активации десорбции метана из угольного массива составляет 45-52 кДж/моль, а температура дегидратации в среднем 80 °С. При снижении E до 25-35 кДж/моль и T в среднем до 70 °С резко возрастает газодинамическая активность угольного пласта.

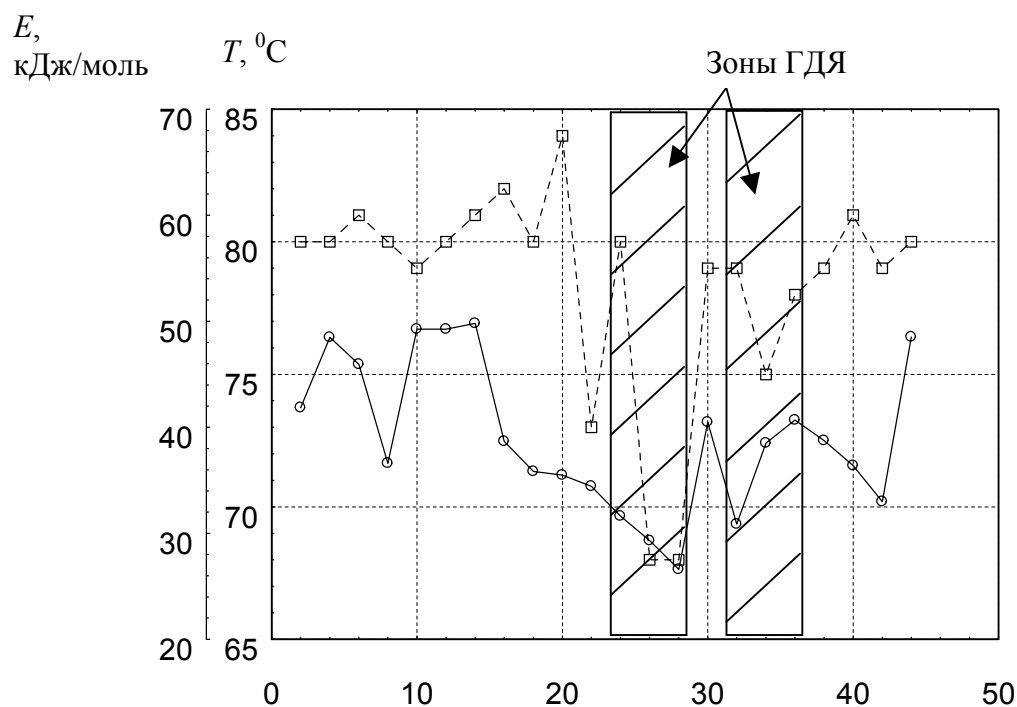


Рис.1 Изменение энергии активации и температуры дегидратации по длине выработки.

Согласно шахтным наблюдениям было зафиксировано два ГДЯ: на 28 м (интенсивностью 38 т) и на 34 м (интенсивность 23,2 т). Таким образом, установленные закономерности вполне достоверно могут быть использованы для оценки газодинамической активности угольного пласта в виде критериев:

$$B_1 \approx \frac{E_\phi - E_m}{E_\phi} \geq B_n \quad (1)$$

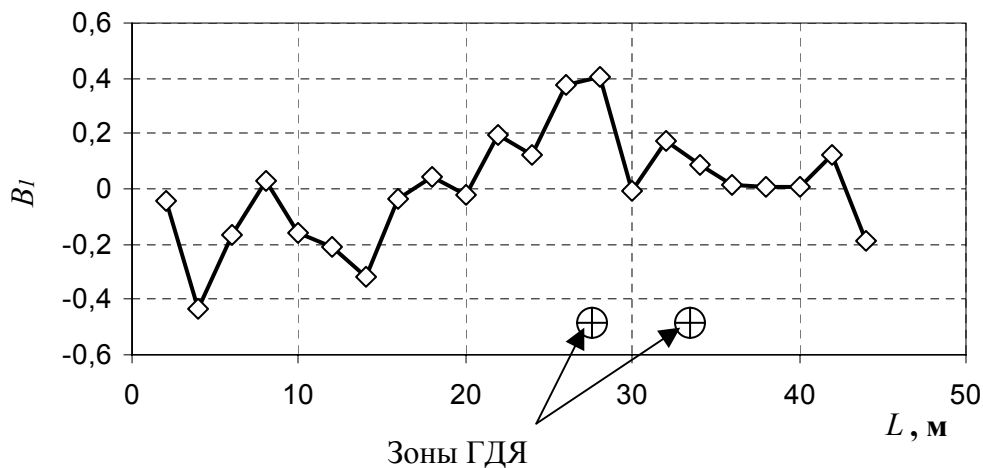
$$B_2 = \frac{L}{E_m} * \frac{dE_m}{dx} \geq B_n \quad (2)$$

где E_m и E_ϕ – текущее и фоновое значения энергии активации десорбции соответственно, кДж/моль; B_n - значение показателя, характеризующего отсутствие очагов ГДЯ; x – текущая координата отбора проб, м; L - величина подвигания забоя подготовительной выработки за один цикл.

При $B_{1,2} > B_n$ прогнозируется наличие ГДЯ, а его месторасположение определяется координатой отобранной пробы угля в шпурах.

Результаты расчетов по критериям B_1 и B_2 приведены на рис. 2 а и 2 б.

а)



б)

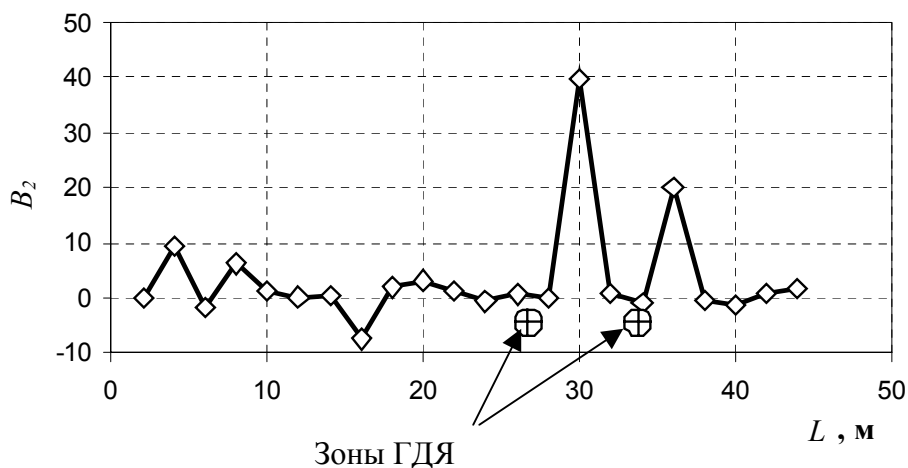


Рис. 2. Расчетные и фактические результаты, характеризующие месторасположение зон ГДЯ пласта h_6' во 2 западном конвейерном штреке шахты им. А.А. Скочинского.

Анализ представленных на рис. 2 расчетов показывает достаточную степень надежности обоих критериев.

В целом результаты исследований подтвердили физическую обоснованность методики оценки степени газодинамической активности угольного пласта по изменению энергии активации десорбции и температуры дегидратации флюида из угля.

Библиографический список

1. **Алексеев А.Д., Зайденварг В.Б., Синолицкий В.В.** Радиофизика в угольной промышленности. – М.: Недра, 1992. – 183 с.
2. **Алексеев А.Д., Стариков Г.П., Филиппов А.Э.** Численное моделирование выхода метана из угля с учетом волны разгрузки и раскрытие пористости при изменении напряжений // Проблемы гірничого тиску: Сб. научн. трудов. – Донецк: ДНТУ. – 2003. - №9. – С. 120 – 151
3. **Стариков Г.П., Завражин В.В, Василенко Т.А., Бойко А.Н., Калугина Н.А.** Кинетика газо-выделения водометанового флюида из углей как интегральная характеристика степени их выбросоопасности // Деформирование и разрушение материалов с дефектами и динамические явления в горных породах и выработках: Матер. XVII Межд. науч. школы – Симферополь: Таврич.нац.ун-т, 2007.- С.285-287
4. Энциклопедический словарь «Физика твердого тела», Т.2. – Киев.: Наукова думка, 1998 – 643 с.
5. **Кнорре Г.Ф.** Топочные процессы. – М.: Госэнергоиздат, 1959. – 301 с.

© Стариков Г.П., Завражин В.В., Бойко А.Н., Рубинский А.А., 2008

УДК 622.457.2

СУХОРУКОВ В.П. (ИФГП НАН Украины)

ПАРАМЕТРЫ ТЕХНОЛОГИИ ДИСТАНЦИОННОГО ВОЗВЕДЕНИЯ НАДУВНОЙ ПЕРЕМЫЧКИ В НАКЛОННОЙ ВЫРАБОТКЕ

Рассмотрен вопрос дистанционного транспортирования гибкой перемычки в процессе секционирования тупиковой выработки при ее разгазировании после пожара. Разработаны аналитические зависимости для расчета параметров этой технологии.

В процессе ведения работ по ликвидации последствий пожара в тупиковой выработке горноспасатели сталкиваются с опасностью теплового поражения [1]. По этой причине согласно [1] горноспасатели осваивают такие выработки путем возведения временных перемычек, которые разделяют их на секции. Выполнение этого тактического приема не исключает необходимость вручную транспортировать вентиляционные трубы в аварийную выработку, соединять между собой и подвешивать. Выполнение этой работы связано с высокой трудоемкостью, что обуславливает привлечение значительного числа горноспасателей, так как время пребывания их в таких выработках даже при использовании средств индивидуальной защиты от теплового поражения существенно ограничивается [1].

Очевидно, что наибольшую безопасность вышеуказанных работ может обеспечить технология дистанционного транспортирования надувных перемычек [2], методика расчета параметров которой для горизонтальных выработок приведена в работе [3].

По этой причине возникла необходимость в разработке обобщенной методики расчета параметров рассматриваемой технологии, которая учитывает особенности связанные с появлением дополнительных сил, обусловленных наклоном выработок при

перемещением по ним снизу вверх и сверху вниз дистанционно прокладываемого трубопровода.

Уравнение динамики переменной массы, описывающее процесс перемещения на 1-м этапе по наклонной горной выработке гибкого трубопровода способом выворачивания наизнанку, имеет вид .

$$mx \frac{dV}{dt} + mV^2 = kP_x S - mqxf_1 \cos \alpha \mu mqx \sin \alpha + mqxf_2 \sin \alpha \mu q\rho Sx \sin \alpha \quad (1)$$

где V - скорость перемещения торца и невывернутой части трубопровода, м/с; k - коэффициент использования тяговой силы при выворачивании трубопровода наизнанку; P_x - давление прикладываемое к торцу трубопровода, Па; q - ускорение свободного падения, м/с²; f_1, f_2 - коэффициент трения скольжения невывернутой части трубопровода о вывернутую и поверхности прокладываемого трубопровода о почву выработки; m - масса 1п.м трубопровода, кг/м ; x - переменная координата длины трубопровода, м; t - время, с; α - угол наклона выработки; ρ - плотность рабочего тела, кг/м³; S - площадь поперечного сечения трубопровода, м².

В правой части этого уравнения первое слагаемое представляет собой силу, под действием которой на торце трубопровод выворачивается на изнанку и одновременно прокладывается по выработке, второе – силу трения скольжения перемещаемой не вывернутой части о внутреннюю поверхность вывернутой, третье – силу веса перемещаемой невывернутой части трубопровода, четвертое – силу трения скольжения внешней поверхности трубопровода о почву наклонной выработки и последнее – силу веса проталкиваемого воздуха в трубопроводе

В уравнении (1) знак «-» между 2-м и 3-м, а также 4-м и 5-и слагаемыми указывает, что трубопровод перемещается по наклонной выработке снизу в верх, а знак «+» - указывает, что движение трубопровода осуществляется в направлении сверху вниз, в этом случае в равенстве (1) коэффициент $f_2 = 0$.

Решением уравнения (1) с учетом известной зависимости $P = P_B - rQ^2 x$ и соблюдения граничного условия $x = 0, V = 0$ является выражение [4]

$$(Vx)^2 me^{\varphi x} = 2kSP_B N_1 - 2mqb_8 N_2, \quad (2)$$

$$b_8 = f_1 \cos \alpha \pm \left[1 - f_2 + \frac{\rho S}{m} \right] \sin \alpha, \varphi = \frac{rkS^3}{2m}$$

$$N_1 = \frac{e^{\varphi x}(\varphi x - 1) + 1}{\varphi^2}, N_2 = \frac{e^{\varphi x}[(\varphi x)^2 - 2\varphi x + 2] - 2}{\varphi^3}$$

Выражение (2) позволяет рассчитать параметры прокладки трубопровода на длину равную L , что составляет половину расстояния до места возведения перемычки.

Уравнение динамики переменной массы, описывающее на 2-м этапе процесс перемещения надувной перемычки на расстояние $2L$ гибким трубопроводом, учитывает силы аналогичные указанным в зависимости (1) и имеет вид

$$\begin{aligned} [m_0 + m(L-x)] \frac{dV}{dt} - mV^2 = kSP - q[m_0 + m(L-x)]f_1 \cos \alpha \mu \\ \mu q[m_0 + m(L-x)] \sin \alpha \mu q(L+x)\rho S \sin \alpha + q[m_0 + m(L+x)]f_2 \cos \alpha \end{aligned} \quad (3)$$

где m_0 - масса груза, перемещаемого по дистанционно прокладываемому трубопроводу.

С учетом известного выражения $P_x = P - rQ^2(L + x)$, соблюдения граничных условий $x = L$ и $V = 0$ и выполнения соответствующих преобразований решением уравнения (3) является зависимость

$$mV^2 e^{\varphi(t+L-x)} = 2[kSP_B + 2(t+L)mqb_{13} - mqt b_{12}] \left[D_1 - \frac{D_2}{(t+L-x)^{2-\varphi(t+2L)}} \right] - 2mq(b_{13} + b_9 - b_{12}) \left[D_3 - \frac{D_4}{(t+L-x)^{2-\varphi(t+2L)}} \right] \quad (4)$$

$$b_9 = f_1 \cos \alpha \pm \sin \alpha, \quad b_{12} = \pm \frac{\rho S}{m} \sin \alpha, \quad b_{13} = f_2 \cos \alpha, \quad t = \frac{m_0}{m},$$

$$D_1 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (t+L-x)^n}{n!(n+2-\varphi(t+2L))}, \quad D_2 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n t^{n+2-\varphi(t+2L)}}{n!(n+2-\varphi(t+2L))}$$

$$D_3 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (t+L-x)^{n+1}}{n!(n+3-\varphi(t+2L))}, \quad D_4 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n t^{n+3-\varphi(t+2L)}}{n!(n+3-\varphi(t+2L))}$$

В коэффициентах b_9 , b_{12} равенства (4) знак «+» означает, что трубопровод перемещается снизу в верх по наклонной выработке, а знак «-» движение сверху в низ, при этом в выражении (4) коэффициент $f_2 = 0$.

Для осуществления дистанционной доставки надувной перемычки к месту ее возведения необходимо выбрать вентилятор местного проветривания (ВМП), аэродинамическая характеристика которого позволит это сделать. В работе [4] приведены зависимости, позволяющие рассчитать затраты энергии для осуществления этого процесса, если известен расход Q_L воздуха в момент перехода из режима увеличения по линейному закону транспортируемой невывернутой части трубопровода в режим ее уменьшения по этому же закону. Для определения расхода Q_L^2 воспользуемся выражением (2) при соблюдении граничных условий $x = L$, $Q^2 = Q_L^2$ и $P = P_L$ и зависимостью (4) при выполнении граничных условий $x = 0$, $Q^2 = Q_L^2$ и $P = P_L$. В результате преобразований указанных равенств относительно P_L и Q_L^2 и приравнивания аналогичных параметров между собой находим выражения

$$Q_L^2 \geq \frac{G_5 G_4 N_3 - G_2 (G_3 N_3 + G_9 G_1 N_4)}{G_8 G_2 G_1 - N_3} \quad (5)$$

$$P_L \geq \frac{G_7 N_4 + G_3 G_2 - G_4 G_5}{N_3 G_6 - G_2 G_1} \quad (6)$$

$$G_1 = \frac{kS^3}{2me^{\varphi(t+L)}}; \quad G_2 = \left[D_5 - \frac{D_2}{(t+L)^{2-\varphi(t+2L)}} \right], \quad G_3 = \frac{qS^2 [2(t+L)b_{13} - tb_{12}]}{2e^{\varphi(t+L)}}$$

$$G_4 = \frac{qS^2 (b_{13} + b_9 - b_{12})}{2e^{\varphi(t+L)}}, \quad G_5 = D_6 - \frac{D_4}{(t+L)^{2-\varphi(t+2L)}}, \quad D_5 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (t+L)^n}{n!(n+2-\varphi(t+2L))},$$

$$D_6 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (t+L)^{n+1}}{n!(n+3-\varphi(t+2L))}, G_8 = 2 \frac{mL^2}{kS^3} e^{\varphi L}, G_9 = \frac{mqb_8}{kS^3}, G_6 = \frac{kS^3}{2L^2 m e^{\varphi L}},$$

$$G_7 = \frac{qS^2 b_8}{2L^2 e^{\varphi L}}, N_3 = \frac{e^{\varphi L} (\varphi L - 1) + 1}{\varphi^2}, N_4 = \frac{e^{\varphi L} [(\varphi L)^2 - 2\varphi L + 2] - 2}{\varphi^3}$$

В результате зависимость для расчета давления, которое должен обеспечить ВМП для осуществления прокладки трубопровода имеет вид

$$P_P = \frac{2mqb_1}{(1-k)S} L + P_0 + rL \frac{G_5 G_4 N_3 - G_2 (G_3 N_3 + G_9 G_1 N_4)}{G_8 G_2 G_1 - N_3} \quad (7)$$

$$b_1 = f_1 \cos \alpha \pm \left(1 + 0,5 \left[f_2 + \frac{\rho S}{m} \right] \right) \sin \alpha$$

где P_0 - давление на торец трубопровода в начальный момент его прокладки, Па.

На основании расчетов по выражениям (7) и (5) выбираем тип ВМП, аэродинамическая характеристика которого имеет известный вид

$$P_B = a_0 - b_0 Q_B^2 \quad (8)$$

где a_0, b_0 - коэффициенты аэродинамической характеристики ВМП

Основным условием осуществления рассматриваемой технологии является совместная работа ВМП и установки дистанционной прокладки трубопровода [6]. Это обусловлено тем, что при прокладке гибкого трубопровода на длину равную L скорость его перемещения снижается в результате увеличения транспортируемой массы. Как следствие этого процесса производительность ВМП резко снижается и он попадает в неустойчивую зону аэродинамической характеристики. Для сохранения устойчивой работы ВМП между последним и установкой дистанционной прокладки трубопровода устанавливают регулятор с окном, площадь которого регулируется [6].

Для осуществления прокладки трубопровода на расстояние равное $x = L$ и перехода из режима увеличения по линейному закону транспортируемой массы не вывернутой его части в режим ее уменьшения ($L - x$) по этому же закону, когда параметр x принимает значение равное $x = 0$. В этом случае аэродинамическое сопротивление трубопровода на 1-м этапе его прокладки равно его аэродинамическому сопротивлению на 2-м.

$$\frac{b_0 S_0^2 - \sqrt{0,097 \rho D_{13} (D_{14} - 1) - D_{15} S_0^4}}{0,097 \rho (D_{16} - 1) - b_0 S_0^4} = \frac{b_0 S_0^2 - \sqrt{0,097 \rho N_{12} N_{13} - S_0^4 N_{14}}}{0,097 \rho N_{12} - b_0 S_0^4} \quad (9)$$

$$D_{13} = \frac{a_0}{D_{12}} - b_0, D_{14} = \frac{a_0 D_{11}}{D_{12}}, D_{15} = \frac{a_0 b_0}{D_{12}}, D_{16} = \frac{a_0 D_{11}}{D_{12}}, b_{10} = -f_2 \cos \alpha \pm \frac{\rho S}{m} \sin \alpha$$

$$D_{11} = \frac{kS^3 D_9}{2me^{\varphi(t+L)}}, D_{12} = \frac{S^2 [2mqb_{10} (t+2L) D_9 + D_{10}]}{4me^{\varphi(t+2L)}}, D_9 = D_7 - \frac{D_2}{(t+L)^{2-\varphi(t+2L)}}$$

$$D_{10} = D_8 - \frac{D_4}{(t+L)^{2-\varphi(t+2L)}}, D_7 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (t+L)^n}{n!(n+2-\varphi(t+2L))}, D_8 = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{\varphi^n (t+L)^{n+1}}{n!(n+3-\varphi(t+2L))}$$

$$N_{12} = \frac{a_0 N_{10}}{N_{11}} - 1, N_{13} = \frac{a_0 + b_0 N_{11}}{N_{11}}, N_{14} = \frac{a_0 b_0}{N_{11}}, N_{10} = \frac{k S^3 N_3}{2 m L^2 e^{\phi L}}, N_{11} = \frac{q S^2 b_8 N_4}{2 L^2 e^{\phi L}}$$

В результате из выражения (8) при заданных значениях параметров a_0 и b_0 аэродинамической характеристики ВМП и плотности ρ воздуха находим величину площади S_0 окна регулятора.

При осуществлении перехода установки в режим уменьшения транспортируемой массы скорость перемещения торца трубопровода увеличивается. Однако этот процесс тормозится так как энергия, необходимая для ускорения процесса перемещения перемычки выбрасывается через окно регулятора. Для устранения этого недостатка необходимо определить длительность интервала времени, в течении которого окно регулятора должно быть закрыто. По этому на основании анализа исследуемого процесса была разработана математическая модель перемещения торца трубопровода в зависимости от интервала времени равномерного закрытия окна регулятора, из которой при выполнении граничного условия $S_0 = 0$ получаем зависимость

$$1 + \frac{b_0 k S^3}{2 m e^{\phi(t+L-x)}} \left[D_1 - \frac{D_2}{(t+L-x)^{2-\phi(t+2L)}} \right] = 0, \quad (10)$$

Из выражения (10) определяем длину дистанционно прокладываемого трубопровода, начиная с которой расход воздуха в последнем равен производительности ВМП.

Для расчета длительности интервала времени закрытия окна регулятора воспользуемся зависимостями (4) и (8), которые после выполнения соответствующих преобразований и учета выражения (5), примут вид

$$\tau = S \int_0^x \frac{dx}{\sqrt{\frac{a_0 A_{5x} - A_{6x}}{1 + (b_0 + r x_\tau) A_{5x}} - S \sqrt{\frac{N_3 G_5 G_4 - G_2 (G_3 N_3 + G_9 G_1 N_4)}{G_8 G_2 G_1 - N_3}}}} \quad (11)$$

Таким образом, проведенные аналитические зависимости позволяют рассчитать параметры технологии дистанционной доставки и возведения надувной перемычки при ведении аварийно-спасательных работ в наклонных выработках угольных шахтах.

Библиографический список

1. ДНАОП 1.1.30-4.01097 Устав ВГСЧ по организации и ведению горно-спасательных работ.- Киев, 1997.-с.453.
2. А.с.№1530787 Е 21 F 1/04.Надувная перемычка.Сухоруков В.П.,Лепихов В.А.,Кузнецов В.В., Чистюхин В.В. и Цапов Г.П.-Опубл.23.12.89.-Бюл.№47.
3. Сухоруков В.П. Параметры транспортирования дистанционно возводимой перемычки для разгазирования тупиковой выработки после пожара//Науковий Вісник/УкрНДПБ, 2005, С.73-80.
4. Сухоруков В.П. Параметры самопрокладки гибкого трубопровода в труднодоступные места для ликвидации пожара с применением инертных сред//Науковий вісник./ УкрНДПБ, №1 (9), 2004., С.111-118.
5. Сухоруков В.П. Изменение энергии воздушного потока при выворачивании на изнанку гибкого трубопровода //Горно-спасательное дело: Сб. науч.тр./НИИГД.- Донецк, 2004.-С.152-160.
6. Сухоруков В.П. Совместная работа вентилятора местного проветривания и установки дистанционной прокладки гибкого трубопровода.ВІСТІ Донецького гірничого інституту, №1, 2003, с.46-50.
7. Сухоруков В.П. Совместная работа вентилятора и установки дистанционной прокладки гибкого трубопровода.Физико-технические проблемы горного производства, Донецк, 2007.

© Сухоруков В.П., 2008

УДК 622.81:622.812.2

КАЛЯКИН С.А. (ДонНТУ)

МЕХАНИЗМ ОБРАЗОВАНИЯ ВЗРЫВООПАСНОЙ СРЕДЫ И ЕЕ ДЕТОНАЦИИ В ЗОНАХ МЕТАСТАБИЛЬНОГО СОСТОЯНИЯ УГОЛЬНОГО ВЕЩЕСТВА

Изучен вопрос образования взрывоопасной среды и механизм ее детонации в зонах метастабильного состояния системы «уголь-метан» на выбросоопасных пластах.

Взрывобезопасность производственных процессов является неотъемлемой частью системы охраны и безопасности труда на технологических выемочных и подготовительных участках угольных шахт. Вместе с тем, технически неконтролируемое образование взрывоопасной смеси в горных выработках и ее взрывы поставили под сомнение целесообразность подземной добычи угля на выбросоопасных пластах ценой жизни шахтеров. Только в 2007 году на шахтах России, Украины и Казахстана в результате взрывов метановоздушной смеси (МВС) произошли крупные катастрофы, при которых погибло 296 шахтеров.

Анализ последних исследований и публикаций, посвященных данной проблеме показал, что современная техника взрывобезопасности в угольных пластах основывается на трех принципах предотвращения взрывов газопылевоздушных смесей.

Первый принцип заключается в невозможности образования взрывоопасной среды из-за интенсивной вентиляции горных выработок и борьбы с пылеобразованием. Второй – в предотвращении возникновения источников, способных инициировать взрыв образовавшейся взрывоопасной среды, и третий – в создании взрывозащиты, при которой возможный очаг горения или взрыва будет ликвидирован. Однако масштабные катастрофы в угольных шахтах в результате взрывов МВС показали несовершенство существующей концепции обеспечения взрывобезопасности горных работ на выбросоопасных угольных пластах и потребовали фундаментальных исследований для ее усовершенствования. Более того, отечественная наука в решении проблемы борьбы с взрывами метана и угольной пыли на больших глубинах выбросоопасных пластов зашла в тупик. В этом вопросе остается неопределенным механизм образования и самовоспламенения взрывоопасной среды, без установления которого невозможно разработать и реализовать эффективную концепцию взрывобезопасности угольных шахт. Поэтому решение данной проблемы имеет важное научное и практическое значение для обеспечения охраны труда и техники безопасности в угольных шахтах.

Целью данной статьи является исследование условий образования взрывоопасной среды в зонах метастабильного состояния системы «уголь-метан» и механизма ее детонации при газодинамическом преобразовании угольного вещества.

В данных исследованиях уголь рассматривается как сложная смесь химических соединений, которая претерпела множество фаз биохимических и геохимических превращений. И если на биохимических фазах превращения растительного материала в смесь химических веществ, называемую каменным углем, оказывали влияние анаэробные микроорганизмы, то на геохимических – температура (Т), давление (Р) и время (t). С момента начала разработки угольных месторождений в результате механического воздействия на угольные пласты возникли различные факторы тектонической активности, проявляющиеся в изменении горного давления в сочетании с деформацией сдвига пород. Имеющиеся данные свидетельствуют о генетической связи сдвиговой тектоники с прочностью пород и расположением в горном массиве зон и участков с повышенной концентрацией энергии. В этих зонах начинают протекать деструктивные процессы,

связанные с движением дислокаций и структурных дефектов в кристаллическом веществе, что приводит к химическим превращениям в нем. Открытие проф. В.И. Николиным с сотрудниками явления склонности пород к деформациям генетического возврата дало возможность рассматривать неравновесные процессы физико-химических превращений в углях [1, 2]. Суть их заключается в активации угольного вещества, разрыве в нем различных химических связей и его диссоциации. При этом угольное вещество освобождается от избыточной энергии, связанной с движением дислокаций, путем его самопроизвольного разрушения. Скорость такого процесса определяется его движущей силой – развитием деформации генетического возврата и сопротивлением – прочностью вещества на отрыв.

Пусть G – функция, описывающая свойства системы при деформации генетического возврата. Она определяется уравнением состояния системы:

$$\varphi(P, V, T, t) = 0. \quad (1)$$

Тогда

$$G = \varphi(P, V, T, t). \quad (2)$$

Изменение функции G при изменении состояния системы – давления (P), объема (V), температуры (T) и времени (t) задается следующим уравнением:

$$dG = \left(\frac{\partial G}{\partial P} \right)_{V, T, t} dP + \left(\frac{\partial G}{\partial V} \right)_{P, T, t} dV + \left(\frac{\partial G}{\partial T} \right)_{P, V, t} dT + \left(\frac{\partial G}{\partial t} \right)_{P, V, T} dt. \quad (3)$$

Конечным результатом любого самопроизвольного процесса является состояние равновесия, при котором силы уравновешены и не имеют дальнейшего стремления к изменению, то есть, нет движущей силы. В этом случае $dG = 0$.

При неравновесной деформации генетического возврата время процесса ограничено временем долговечности горной породы: $t = \tau_\delta$. В этом случае неравновесное состояние системы полностью зависит от двух независимых переменных:

$$\left. \begin{aligned} P &= \varphi(V, T) \leq [\sigma]_{кр} \\ T &= \varphi(P, V) \leq T_{кр} \\ V &= \varphi(P, T) \leq V_{кр} \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

и долговечности вещества [3]:

$$\tau_\delta = \tau_o \exp \left[\frac{E_o - V_y [\sigma] \cdot N_A}{kT} \right], \quad (5)$$

где τ_o – частота колебаний атомов кристаллической решетки твердого тела, $\tau_o = 10^{13}$ с.; k – постоянная Больцмана, $k = 1,3807 \cdot 10^{-23}$ Дж/К; V_y – удельный объем единицы массы вещества, м³/кг; N_A – количество молекул в единице массы вещества, кг/моль; E_o – энергия связи между атомами в кристаллической решетке вещества, Дж/кг; $[\sigma]$ – величина напряжений, возникающих при деформации твердого тела, Па.

Уравнения (4) и (5) характеризуют метастабильность твердого тела при деформации через критические параметры его состояния $V_{кр}, T_{кр}, [\sigma]_{кр}$ и долговечность. Существует и термодинамическое объяснение метастабильности вещества или системы из простых химических соединений. Механохимический разрыв связей в кристаллах вещества при их деформации приводит к возрастанию внутренней энергии вещества – U . Экстенсивные и интенсивные свойства термодинамической системы связывают хими-

ческий потенциал μ_i , усиливающий свойства системы, с внутренней энергией и изобарным потенциалом – Z (свойства, связанные с количественными изменениями в системе):

$$\mu_i = \left(\frac{\partial U}{\partial N_i} \right)_{S,V,N_A} = \left(\frac{\partial Z}{\partial N_i} \right)_{P,T,N_A} \quad (6)$$

Изменение параметров состояния системы приводит к изменению химического – $\Delta\mu_i$ и изобарного – ΔZ потенциалов. При этом система переходит в новое состояние, определяемое константой равновесия – K_p и температурой:

$$\Delta Z = \Delta\mu_i = -RT \ln K_p \quad (7)$$

Уравнение (7) показывает, что чем больше температура и константа, характеризующие протекание реакции в системе, тем больше метастабильность системы ($\Delta Z \ll 0$).

Таким образом, установлено, что при механохимических изменениях состоящей из химических соединений системы, связанных с ее деформацией и изменением внутренней энергии, происходит переход этой системы в метастабильное состояние.

Уголь является сложным химическим соединением. Поэтому при многообразии объемного приложения нагрузки на пласт и различных деформаций, приводящих к изменению его состава, возникают неконтролируемые зоны метастабильного состояния системы, состоящей из угольного вещества и метана, характеризующиеся спонтанным саморазложением. Оценку структурным изменениям угольного вещества и характеристику его метастабильного состояния дадим на основе данных по его элементному составу [4] (табл.1).

Таблица 1. Характеристика угольного вещества

Марка угля, шахта, пласт	Технический анализ, %				Элементный анализ, %			Брутто-формула, атом на 1 кг макромолекулы угля		
	W _a	A _d	S _{dt}	V _{daf}	C _{daf}	H _{daf}	(O+N) _{daf}	C	H	O
Б, ш. Новомиргородская	42,0	11,9	2,9	63,2	65,4	6,1	28,5	54,5	61,0	17,8125
Д, ш. Куратовская, ℓ ₄	1,9	8,6	5,6	43,0	79,0	5,2	13,0	65,833	52,0	8,125
Г, ш. Лидиевка, ℓ ₃	1,6	0,4	2,3	38,0	82,2	5,4	10,9	68,5	54,0	6,8125
Ж, ш. Засядько, ℓ ₁	-	7,2	1,1	32,7	86,1	5,4	7,4	71,75	54,0	4,625
К, ш. Батова, к ₈	-	6,0	3,0	22,4	88,6	4,8	3,6	73,833	48,0	2,25
ОС, ш. Ясиновская-Глубокая, ℓ ₆	-	9,0	1,7	21,0	88,9	4,5	4,8	74,083	45,0	3,0
А, ш. Прогресс, h ₈	-	7,3	1,5	4,2	93,7	1,9	2,9	78,083	19,0	1,812

Будем считать, что изменение структуры и свойств угля характеризуется величиной его деформации, а метастабильное состояние зависит от исходного состава угля. Структурные перестройки в макромолекуле угольного вещества развиваются под действием деформации генетического возврата, возникающего с изменением состояния вещества и превращающегося в движущую силу этого процесса. Под его действием в угле возникают механохимические превращения, связанные с разрывом химических связей в макромолекуле вещества и образованием новых связей. При этом происходит изменение внутренней энергии угольного вещества – ΔU во время его перехода из одного состояния в другое. Так как этот процесс происходит в угольном пласте, то изменением объема зоны, охваченной этими структурными перестройками вещества можно пренебречь, то есть $dV = 0$, а $\Delta U = Q_V$ согласно первому закону термодинамики, где Q_V – удельная теплота реакции перестройки угольного вещества.

Рассмотрим протекание физико-химического процесса механохимической перестройки макромолекулы угля марки Ж пласта ℓ_1 шахты им. А.Ф. Засядько. Начальное состояние макромолекулы угля определено его химическим строением и энергией образования ($Q_{обp}$). Конечное состояние, в которое может перейти макромолекула угля, связано с изменением параметров его состояния, разрывом связей в молекуле и образованием новых связей, сопровождающихся выделением или поглощением энергии. В этом случае для предельного изменения структуры макромолекулы угля можно записать следующее уравнение реакции разложения:



Изменение внутренней энергии системы в результате реакции (8) равно теплоте реакции:

$$Q_V = \sum_{i=1}^i n_i \cdot q_i - Q_{обp},$$

где n_i – количество молей i -го продукта реакции; q_i – удельная теплота образования i -го моля реакции.

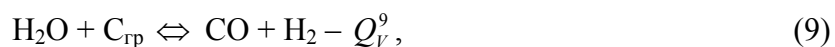
По элементному составу угля можно рассчитать его теплоту образования:

$$Q_{обp} = Q_{н.з.} - Q_{сз},$$

где $Q_{н.з.}$ – теплота образования продуктов сгорания угля; $Q_{сз}$ – calorиметрическая теплота сгорания угля в зависимости от его элементного состава.

Теплота образования угля марки Ж пласта ℓ_1 равна: $Q_{обp} = 802,4$ кДж/кг. Удельная теплота, которая выделяется в результате реакции (8), равна: $Q_V = 1153,54$ кДж/кг, а температура продуктов реакции $T_{np} = 662,3^0 K$. В связи с замкнутостью системы, в которой происходят механохимические изменения в угольном веществе ($dV = 0$), энергия реакции расходуется на преодоление сопротивления вещества его сдвиговой прочности и инициирование обратных реакций, пытающихся привести систему в равновесное состояние. Условие равновесия системы определено минимумом энергии, при котором $dU = 0$ или $Q_{обp} = \sum_{i=1}^i n_i q_i$. Однако разложившийся уголь не может быть снова превращен в исходное вещество из графита ($C_{гр}$), метана (CH_4) и паров воды (H_2O). Поэтому можно говорить о так называемом «ложном» равновесии, которое соответствует

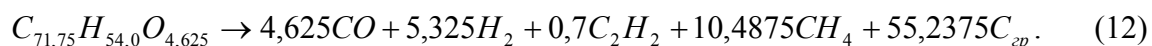
законам термодинамики, но при котором угольное вещество не восстанавливается. В этом случае избыточная часть энергии системы «угольное вещество – графит – метан – пары воды» расходуется на обеспечение протекания реакций, уменьшающих энергию системы. Это может быть достигнуто за счет эндотермических реакций:



Реакции (9) и (10) идут с поглощением тепла, тем самым стабилизируют зоны с избыточной энергией. По реакции (10) в этих зонах накапливается метилен – активный радикал двухвалентного углерода, который превращается в более устойчивый, но крайне взрывчатый ацетилен:



С учетом реакций (9), (10) и (11) для условия «ложного» равновесия в системе уравнение разложения угля, подверженного структурным перестройкам и саморазрушению вещества можно подобрать. Так, если выполняется условие $dU = 0$, то $Q_V = 0$ или $\sum_{i=1}^i n_i q_i = Q_{\text{обр}}$. Тогда уравнение (8) при разложении макромолекулы угля в зоне его метастабильного состояния примет вид:



Уравнение (12) позволяет предполагать, что система «угольное вещество – метан» в зонах ее метастабильного состояния содержит 66% конденсированной фазы в виде наночастиц графитизированного углерода («бешеная мука») и 34% газообразных продуктов разложения (технический анализ дает выход летучих около 33%). В состав газообразных продуктов реакции саморазрушения угля входят 3,31% ацетилена, 25,2% водорода, 21,87% оксида углерода и 49,62% метана. При газодинамическом преобразовании угольного вещества в краевой части пласта образованная газовая смесь попадает в атмосферу выработки и образует взрывоопасную среду. Определить взрывоопасность данной газовой или газовой смеси можно путем оценки ее концентрационных пределов воспламенения или детонации. При этом в работах [5, 6] одни ученые считают, что при детонации концентрационные пределы у взрывоопасной смеси сужаются по сравнению с горением, а другие, наоборот, рассматривают процесс детонации как наиболее опасный, способный реализоваться в более широких концентрационных пределах горючего в воздухе. Тем не менее, несмотря на то, что в угольных шахтах сравнительно часто происходят взрывы взрывоопасной среды, пределы детонации метана и его смесей с другими горючими газами и воздухом исследованы не достаточно. Для практических целей при оценке взрывоопасности технологического процесса добычи угля пределы воспламенения МВС приравнивают к пределам детонации. Этот подход вызывает сомнение и может быть абсолютно неприемлем для смесей горючих газов, подобных смеси продуктов реакции при разложении угольного вещества в метастабильных зонах. Для решения этого вопроса были проанализированы известные экспериментальные данные работ [5, 6], полученные при изучении детонации больших объемов газовой смеси в закрытых емкостях. Данные этих работ представлены в табл. 2.

Таблица 2. Концентрационные пределы детонации различных газоздушных смесей

Горючий газ	Химическая формула	Кол-во кислорода воздуха для окисления, d_v , атом	Теплота образования, $Q_{обр}$, кДж/кг	Теплота сгорания, $Q_{сг}$, кДж/кг	Пределы детонации, %		Стехиометрический коэффициент смеси, A_c
					нижний ($C_{н.п}$)	верхний ($C_{в.п}$)	
Ацетилен	C_2H_2	11,628	-8721,08	48319,19	2,1-2,5	~100,0	0,0792
Бензин (пары)	$(C_{1,025}H_2)_n$	7,09	-	42603,32	~5,6	>9,4	0,1236
Бутан	C_4H_{10}	30,233	2175,0	45847,945	1,98	6,18	0,0302
Водород	H_2	2,326	0,0	121038,19	15,0	63,5	0,300
Пропан	C_3H_8	23,256	2360,16	46492,50	2,57	7,37	0,0412
Пропилен	C_3H_6	20,93	-486,05	45901,31	3,55	10,4	0,0456
Этан	C_2H_6	16,279	2822,23	47634,56	2,87	12,2	0,0576
Этилен	C_2H_4	13,953	-1867,25	47282,51	3,32	14,7	0,0669
Бензол (пары)	C_6H_6	34,884	-1063,17	40661,28	1,6	5,55	0,0279
Оксид углерода	CO	2,326 (воздух) 1,0 (кислород)	4251,15	-	- ~38,0 (кислород)	- ~90,0 (кислород)	0,30 (воздух) 0,50 (кислород)
Метан (расчет)	CH_4	9,302	4678,75	50186,63	4,213	21,527	0,09707

Экспериментальные данные, приведенные в табл. 2, были подвергнуты корреляционному анализу, который позволил установить зависимость нижнего и верхнего концентрационных пределов детонации газоздушных смесей от величины стехиометрического коэффициента смеси – A_c :

$$A_c = \frac{1}{1 + d_g} \quad (13)$$

Для нижнего концентрационного предела детонации получена такая эмпирическая зависимость:

$$C_{н.п.} = 1,37345 + 21,5005 (A_c) + 79,877 (A_c)^2, \% \quad (14)$$

среднеквадратичное отклонение $/S/ = 0,66$, коэффициент корреляции $/r/ = 0,99$; для верхнего концентрационного предела:

$$C_{в.п.} = -1,61733 + 248,6746 (A_c) - 105,372 (A_c)^2, \% \quad (15)$$

среднеквадратичное отклонение $/S/ = 0,732$, коэффициент корреляции $/r/ = 0,999$.

С помощью зависимостей (14) и (15) были определены концентрационные пределы детонации МВС: $C_{н.п.} = 4,213 \pm 0,508\%$, $C_{в.п.} = 21,527 \pm 0,678\%$. Была также сделана оценка взрывоопасности газообразной смеси продуктов реакции, полученных при разложении угольного вещества в метастабильных зонах пласта. Отличительной особенностью этой смеси является то, что она содержит крайне взрывчатый ацетилен. Ацетилен $H - C \equiv C - H$ – это одно из самых мощных взрывчатых веществ (ВВ), по удельной энергии взрыва и способности к детонации он превосходит печально известный нитроглицерин. Ацетилен крайне нестабилен и детонирует при сравнительно невысоких температуре (около 330^0C) и давлении (0,2 МПа), для его взрывчатого разложения не нужно кислорода воздуха. Поэтому взрывчатость и способность к детонации исходной газообразной смеси, содержащей ацетилен, в зоне саморазложения угольного

вещества определяется только концентрацией ацетилена. Нижний концентрационный предел газовых смесей, содержащих ацетилен равен 2,1%. При более высоких концентрациях ацетилена в газовых смесях они могут детонировать только за счет его детонационного распада. Приведенная в данной работе равновесная смесь газообразных продуктов разложения угля марки Ж пласта ℓ_1 содержит 3,31% ацетилена, что больше 2,1%. Поэтому эту смесь можно отнести к взрывчатой, способной к детонации. Более того, столь высокое содержание ацетилена в самой системе, состоящей из графитизированного угольного вещества и газообразных продуктов распада угля, делает ее взрывчатой и способной к детонации в самом пласте. Если принять укладку частичек графита как объемно-центрированную структуру с коэффициентом укладки $K = 0,7163$, то получим плотность массы вещества в зоне метастабильного состояния угля $\rho_{см} \approx 1075 \text{ кг/м}^3$. Для порошкообразных конденсированных взрывчатых систем, имеющих плотность патронирования $1050\text{-}1150 \text{ кг/м}^3$, показатель политропы при детонации – n приблизительно равен 2. Если предположить, что показатель политропы для массы саморазложившегося угольного вещества при плотности 1075 кг/м^3 имеет то же значение, а энергия разложения ацетилена как сенсibilизатора взрывного процесса в этой системе равна $Q_V = 158690 \text{ Дж/кг}$, то скорость детонационной волны можно определить по формуле:

$$D = (1 - \varepsilon)^{0,5} \cdot \sqrt{2Q_V(n^2 - 1)} \approx 567 \text{ м/с},$$

где ε – удельное содержание в системе частичек графитоподобного углерода, $\varepsilon = 0,66285$.

Таким образом доказано, что метастабильная система способна к детонационному распаду с низкой скоростью. В работе [7] определены критические условия воспламенения и детонации МВС при иницировании ее взрывом заряда ВВ. Критический заряд ВВ или любой другой конденсированной системы, способной к детонации, может вызвать взрыв МВС, если его масса больше массы предельного заряда, то есть:

$$M_{кр} \geq m_{пр} = \frac{1,18942114 \cdot 10^{16}}{\rho_{ВВ}^{0,5015} \cdot D^{4,5045}} = \frac{1,18942114 \cdot 10^{16}}{(1075)^{0,5015} \cdot (567)^{4,5045}} \approx 142 \text{ кг}.$$

Получен результат, который показывает, что в краевой части угольного пласта метастабильная система из угольного вещества и газа ацетилена взорвется уже при давлении 0,2 МПа, а импульс такого газодинамического потока продуктов взрыва будет способен вызвать воспламенение МВС, если этим процессом будет охвачена масса угля более 142 кг.

Не менее опасными являются смеси этой двухфазной системы с воздухом. Ее смешение с воздухом снижает концентрацию ацетилена в смеси, однако за счет того, что содержание водорода и окиси углерода в смеси велико, газозвдушная смесь имеет очень высокий верхний концентрационный предел детонации. По правилу Ле Шателье и данным табл. 2 можно определить верхний концентрационный предел детонации для данной газозвдушной смеси, он оказался равным $C_{в.п.} = 32,3\%$.

Приведенные результаты исследований позволяют сделать следующие выводы и наметить перспективные способы борьбы с взрывами газозвдушной среды на выibro-соопасных пластах.

Выводы

1. Неравновесные физико-химические процессы в угольном веществе, инициируемые деформациями генетического возврата, приводят к образованию метастабильных зон в угольных пластах, содержащих крайне опасные взрывчатые газовые смеси из водорода, метана, окиси углерода, ацетилена, метилена.

2. Взрывоопасность и способность к детонации таких газовых смесей определяется содержанием в них ацетилена. Они способны детонировать как в газовой, так и в конденсированной фазе при установке жесткой структуры двухфазной среды из газа и частиц графита или углерода в метастабильных зонах угольных пластов.

3. Взрыв этих смесей, как в газовой фазе, так и в краевой части угольного пласта способен воспламенить взрывоопасную среду в забое, например, даже при микровыбросе сравнительно небольшой силы.

4. Верхний концентрационный предел детонации этой газовой смеси очень высок и составляет около 33%, что ставит под сомнение безопасность проведения дегазации выработанного пространства.

Дальнейшие исследования необходимо проводить в направлении разработки способов обнаружения в пласте метастабильных зон и борьбы с образованием в угле газов ацетилена и метилена.

Библиографический список

1. **Природная** закономерность деформаций обратной ползучести осадочных пород, обусловленная катагенезом органического вещества / В.И. Николин, С.В. Подкопаев, И.К. Демин и др. // Уголь Украины, 2000. - № 10. – С. 20-23.

2. **Николин В.И., Савченко П.И., Малеев Н.В.** К закономерности развития деформаций генетического возврата пород различного катагенеза // Геотехнологии и управление производством XXI века. Том 1. / Под общ. ред. Булгакова Ю.Ф., Гребенкина С.С. – Донецк: ДонНТУ, 2006. – С. 202-205.

3. **Успехи** физических наук // Конференция по механическим свойствам неметаллов / УФН.-т. LXVII. – вып. 1, 1959. – С. 177-184.

4. **Шевкопляс В.Н., Лящук С.Н., Бутузова Л.Ф.** Оценка структурных и технологических характеристик углей по данным дериватографии и пиролиза. // Химия твердого топлива. – 2004. - № 5. – С. 68-75.

5. **Розловский А.И.** Научные основы техники взрывобезопасности при работе с горючими газами и парами. – М.: Химия, 1972. – 364 с.

6. **Балаганский И.А., Мержиевский Л.А.** Действие средств поражения и боеприпасов: Учебник. – Новосибирск: Изд-во НГТУ. – 2004. – 408 с.

7. **Калякин С.А.** Критические условия инициирования взрыва метановоздушной смеси открытым зарядом взрывчатого вещества // Взрывное дело. Вып. № 97/54. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2007. – С. 170-181.

© Калякин С.А., 2008

УДК 622.831

САМОЙЛОВ В.Л., ПАСКАЛЬНЫЙ В.А. (ДонНТУ)

ГЕОМЕХАНИЧЕСКОЕ ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБОВ ОХРАНЫ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ПЛАСТА К₈ ШАХТЫ ИМ. А.Ф. ЗАСЯДЬКО

На основании технико-экономического сравнения способов охраны подготовительных горных выработок, примыкающих к очистному забою, при различных системах разработки рекомендуется рациональный вариант охраны выемочных штреков.

Проблема обеспечения устойчивости подготовительных горных выработок, примыкающих к очистному забою, является актуальной для глубоких шахт Донбасса, в том числе и для шахты им. А.Ф.Засядько.

Пласт к₈ имеет простое строение. Средняя мощность пласта составляет 1,0 м. Прочность угля на одноосное сжатие 15 МПа. Непосредственная кровля пласта – гли-

нистый сланец мощностью 1,5 м с пределом прочности на одноосное сжатие 40 МПа. Основная кровля пласта – известняк мощностью 5,0 м, прочностью на сжатие 90 МПа. Непосредственная почва пласта – песчаный сланец мощностью 7,5 м, прочностью 34 МПа.

Залегание пласта выдержанное с углом падения 11° . Пласт опасен по внезапным выбросам угля и газа, к самовозгоранию не склонен.

Геологические нарушения в проектируемой части шахтного поля отсутствуют. Горючие породы, вмещающие угольный пласт, обводнены. Глубина ведения работ – 940 м.

Способ подготовки шахтопласта панельный. Система разработки комбинированная, как с преобладанием признаков сплошной, так и столбовой системы разработки с прямоточной схемой проветривания выемочного участка.

Скорость подвигания очистных работ равна 105 м/мес.; скорость проходки – 120 м/мес. Длина крыла панели равна 1200 м. Подготовительные выработки проведены с подрывкой пород почвы пласта проходческими комбайнами. Тип крепи выработки – металлическая пятизвенная крепь КМП–А5. Площадь сечения выработок в свету до осадки $15,2 \text{ м}^2$, ширина в проходке 4,75 м.

Охрана конвейерной выработки на шахте производится с помощью 3 рядов БЖБТ.

Детальный анализ способов охраны выемочных выработок, применяемых на шахтах Донбасса в условиях, аналогичных условиям пласта k_8 шахты им. А.Ф.Засядько, приведен в работе [1]. В ней сделан вывод, что в данных условиях могут быть применены следующие способы охраны:

- бутовой полосой (из опыта охраны выработок шахты имени Бажанова) [2],
- БЖБТ (из опыта шахты «Суховская» «Горезантрацит») [3],
- литой полосой из быстротвердеющих материалов (согласно опыту шахты им. М.Горького объединения «Донецкуголь») [4],
- деревянными кострами (из опыта шахты «Комсомолец Донбасса») [5],
- проведением вприсечку к выработанному пространству (из опыта охраны подготовительных выработок на шахтах объединения «Свердловантрацит») [6].

Был проведен патентный поиск по усовершенствованию способов охраны выемочных выработок. Из рассмотренных авторских свидетельств заслуживают внимания свидетельства № 840381, № 1719645, № 1776315, № 1010279.

Рассмотрим авторское свидетельство № 840381 [7] (рисунок 1). В нем предлагается взрывать породу в бутовой выработке на щит, который специальными гидродомкратами будет поднимать и уплотнять породу в бутовой полосе. Для повышения плотности и устойчивости полосы, предлагается нагнетание в бутовую полосу вяжущих средств. С точки зрения геомеханики способ хорош, но его очень трудно реализовать на практике, так как не исключается поломка самого щита, поднимающего механизма после неоднократного взрывания в бутовой выработке и обрушения породы на щит.

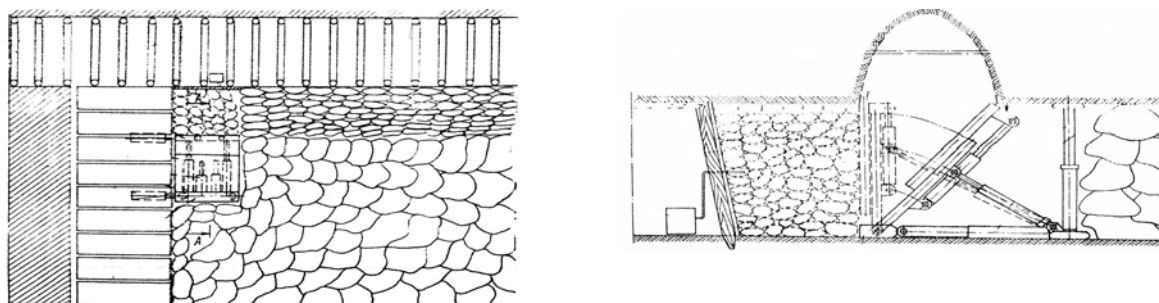


Рис.1. Домкратный механизм для возведения бутовой полосы

В авторском свидетельстве № 1719645 [8] (рисунок 2) предлагается с целью повышения устойчивости выработки, в процессе заполнения опалубки в твердеющем материале периодически размещать пустотелые цилиндрические баллоны, в которые после частичного затвердения материала подают под давлением сжатый воздух. Давление в баллонах поддерживают до окончательного набора прочности твердеющим материалом, после чего давление в баллонах снимают и заполняют их материалом с прочностью, меньшей прочности затвердевшего материала. С точки зрения геомеханики способ хорош, так как обеспечивается быстрый контакт охранного сооружения с породами кровли, что препятствует расслоению пород, но на практике сложно реализовать данный способ охраны, так как он включает в себя много процессов. Кроме этого необходимо иметь компрессор, который бы обеспечивал давление воздуха в баллонах, а также устройство, которое бы обеспечивало закладку полостей материалом.

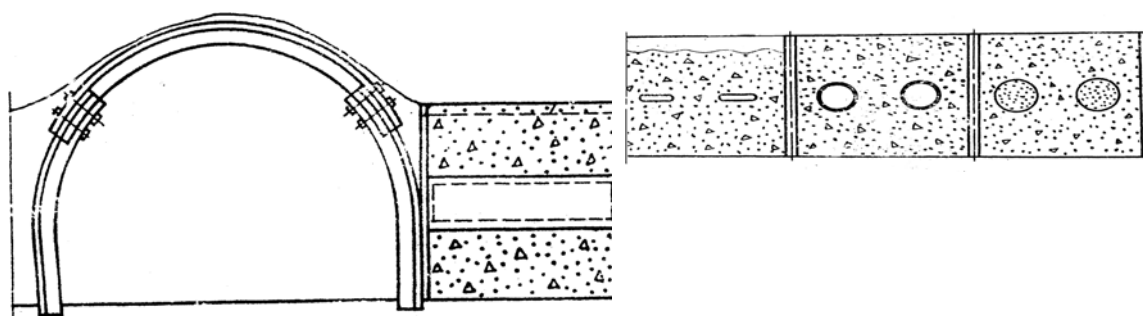


Рис. 2. Схема возведения литой полосы с пустотелыми баллонами.

Рассмотрим авторское свидетельство № 1776315 [9] (рисунок 3) Предлагается опалубка для возведения охранной полосы состоящая из отрезка рукава с внешней армировкой в виде спиральной пружины. Применение предлагаемого способа не позволяет возвести сплошную полосу. Из этого следует, что будут утечки воздуха. Также существуют трудности с изготовлением опалубки.

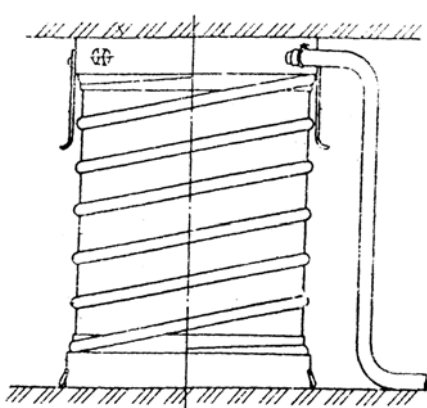


Рис. 3. Схема возведения литой полосы с использованием опалубки из рукава.

В авторском свидетельстве № 1010279 [10] (рисунок 4) перед возведением полосы охранного сооружения предлагается осуществлять посредством распорной крепи равномерное вдавливание в горный массив приконтурных слоев пород кровли, величину которого поддерживают до окончания возведения охранного сооружения. С точки зрения геомеханики способ хорош, так как обеспечивается быстрый контакт охранного сооружения с породами кровли, что препятствует расслоению пород и значительно уменьшает нагрузку на крепь и на охранный сооружение. В условиях шахты Засядько этот способ можно реализовать, применяя механизированную крепь ДМ. Данный вариант был принят для дальнейшего рассмотрения.

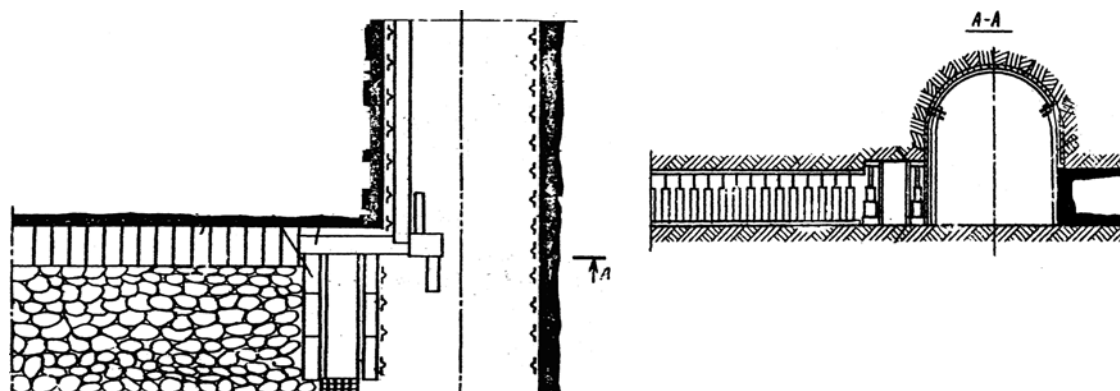


Рис. 4. Схема возведения литой полосы с предварительным распором

На шахте 3-я, 4-я, 5-я, 6-я, 7-я, 8-я западные лавы и 4-я, 5-я, 6-я, 8-я, 10-я, 11-я, 12-я восточные отрабатывались прямым ходом. 7-я, 9-я восточные лавы отрабатывались обратным ходом. В результате анализа шахтного опыта для рассмотрения приняты следующие системы разработки:

- комбинированная система разработки с преобладанием признаков сплошной,
- столбовая система разработки,
- комбинированная система разработки с преобладанием признаков столбовой.

Для охраны штрека при комбинированной системе разработки с преобладаниями признаков сплошной приняты следующие варианты искусственных сооружений:

- литая полоса из быстротвердеющих материалов с установкой по ее бокам распорной крепи,
- возведение жесткой полосы из блоков би-крепи с установкой по ее бокам распорной крепи,
- тумбы из железобетонных блоков,
- костры из шпального бруса (как шахтный вариант охраны вентиляционного штрека),
- охрана штрека бутовой полосой. Сооружение бутовых полос в данном случае предусмотрено с помощью комплекса "Титан - 1". Порода берется от проходки штрека.

В панели работает одна лава. Вентиляционный штрек на восточном крыле панели проводится вприсечку к бывшему откаточному вслед за лавой. Откаточный проводится с опережением лавы на 100 м и охраняется для повторного использования. Для отработки следующего поля бывший откаточный используется в качестве вентиляционного, а откаточный проводится с опережением лавы. Во время отработки второй лавы приступают к подготовке лавы на западном крыле и работают по аналогичной схеме.

Для охраны штреков при столбовой системе разработки предлагается охрана откаточного штрека расположением его в массиве, а вентиляционного – проведением его вприсечку к бывшему откаточному штреку.

В панели работает одна лава. Вентиляционный штрек пройден вприсечку к бывшему откаточному. Откаточный проводится в массиве. По мере продвижения очистного забоя штреки погашаются. Во время отработки лавы на востоке подготавливается новая лава на западе.

Для охраны штрека при комбинированной системе разработки с преобладаниями признаков столбовой сравниваются следующие варианты охраны:

- литая полоса из быстротвердеющих материалов с установкой по ее бокам распорной крепи,

- возведение жесткой полосы из блоков би-крепи с установкой по ее бокам распорной крепи,
- тумбы из железобетонных блоков,
- костры из шпального бруса,
- охрана штрека бутовой полосой, порода берется из бутового штрека и закладывается скреперной установкой.

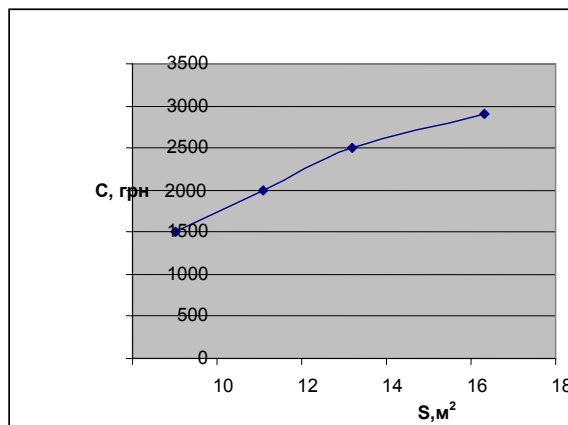
В панели работает одна лава. Вентиляционный штрек пройден вприсечку к бывшему откаточному, и погашается вслед за лавой. Откаточный охраняется для повторного использования. Во время работы лавы подготавливается новый откаточный штрек. После отработки двух полей на востоке приступают к отработке лав на западе и работают по аналогичной схеме.

Результаты расчета смещений пород кровли и почвы по методике ВНИМИ представлены в таблице 1. Были разработаны рациональные паспорта охраны.

Согласно проведенному корреляционно-регрессионному анализу, была выявлена зависимость между стоимостью проведения выработки и поперечным сечением (рассматривались шахтные стоимостные параметры) (рисунок 5). Путем подставления в уравнение различных значений поперечных сечений были определены стоимости их проведения. Для определения других стоимостных параметров был введен поправочный коэффициент.

Таблица 1. Смещения пород в выработках по вариантам способов

Выработка , вариант охраны	Смещения пород, мм.			
	Начало выработки		Конец выработки	
	кровля	почва	кровля	почва
При комбинированной системе разработки с преобладаниями признаков сплошной				
12-й вост.вент.штр.	1160	1876	471	802
12-й вост.конв.штр				
-охрана литой полосой	511	874	465	824
-охрана би-крепью	511	874	465	824
-охрана БЖБТ	536	874	478	824
-охрана бут.полосой	661	874	623	824
-охрана кострами	661	874	623	824
13-й вост.конв.штр.	954	973	901	774
При столбовой системе разработки				
12-й вост.в.ш (присечной)	894	1522	440	749
12-й вост.к.ш (в массиве)	567	965	465	791
При комбинированной системе разработки с преобладаниями признаков столбовой				
12-й вост.вент.штр.	894	1522	440	749
12-й вост.конв.штр.				
-охрана литой полосой	1009	1623	907	1449
-охрана би-крепью	1009	1623	907	1449
-охрана БЖБТ	1076	1623	975	1449
-охрана бут. полосой	1414	1623	1312	1449
-охрана кострами	1414	1623	1312	1449
13-й вост.конв.штр.	567	965	465	791



Кривая описывается уравнением $C = -13,33S^2 + 595,53S - 3514$

Рис. 5. График зависимости стоимости проведения выработки от величины поперечного сечения.

Технико-экономическое сравнение вариантов охраны выемочных штреков показало, что конкурентоспособными являются варианты охраны выработки литой полосой из быстротвердеющих материалов, би-крепью и тумбами из железобетонных блоков при комбинированной системе разработки с преобладаниями признаков сплошной и литой полосой из быстротвердеющих материалов при комбинированной системе разработки с преобладаниями признаков столбовой. Сравнение систем разработки по критерию нагрузки на лаву показало, что применение комбинированной системы разработки с преобладанием признаков столбовой позволяет более чем в два раза увеличить нагрузку на очистной забой. Следовательно, повышается производительность труда рабочего, увеличивается производственная мощность шахты и уменьшается себестоимость одной тонны угля.

Поэтому, при доработке запасов пласта k_8 на шахте им. А.Ф. Засядько окончательно рекомендуется комбинированная система разработки с преобладанием признаков столбовой и охраной выемочных штреков литой полосой из быстротвердеющих материалов с предварительным распором пород.

Библиографический список

1. **В.Л.Самойлов., В.А. Паскальный.** Анализ мероприятий по повышению устойчивости подготовительных выработок пласта k_8 шахты им. А.Ф.Засядько// Геотехнологии и управление производством XXI века. Сборник научных трудов II международной научно-практической конференции в г. Донецке 2-3 октября 2007 года,-Донецк: ДонНТУ,-с. 29-34.
2. **А.Н. Селезень, Б.Т. Тупиков, В.В. Шевченко.** Поддержание штреков при сплошной системе разработки на глубоких горизонтах // Уголь Украины – 1991. - №8.-С. 25-27.
3. **В.А. Бирюков, А.А. Котелевец.** Охрана откаточного штрека в тяжелых горно-геологических условиях тумбами из железобетонных блоков // Уголь Украины – 1975. - №8.-С. 32.
4. **И.Ю. Заславский, А.Г. Файвишенко, А.П.Захаров.** Эффективность применения литых жестких полос для охраны выемочных штреков // Уголь Украины – 1986. - №6.-С. 18-19.
5. **И.Ф.Заславский, Н.А.Боев, В.Н.Чураков.** Охрана повторно используемых выработок на шахте «Комсомолец Донбасса» // Уголь Украины – 1983. - №2.-С. 16-18.
6. **А.Ф.Борзых, Е.П.Горовой, В.И.Радченко.** Охрана наклонных подготовительных выработок путем их проведения вприсечку // Уголь Украины – 2001. – №6.-С. 7-9.
7. А.с.840381 СССР, МКИ³ E 21 D 13/22. Способ возведения бутовых полос при отработке пологих пластов и устройство для его осуществления/ А.С.Бектегенов, А.Е.Богатырев и др (СССР) – Оупubl. 23.06.81. Бил. № 23 –3с:ил.

8. А.с.1719645 СССР, МКИ⁴ Е 21 D 11/00. Способ охраны подготовительных выработок/ Г.Д.Лезин и др. (СССР) – Оpubл.15.03.92. Бил. № 10 – 4с: ил.

9. А.с.1776315 СССР, МКИ⁵ Е 21 D 11/10. Опалубка для возведения околострековой охранной полосы/ А.Н.Александров и др. (СССР) – Оpubл.15.11.92. Бил. № 42 – 3с: ил.

10. А.с.1010279 СССР, МКИ³ Е 21 D 13/02. Способ поддержания сопряжения выработанного пространства с подготовительной выработкой/ И.Л.Черняк и др. (СССР) – Оpubл.07.04.83. Бил. № 13 – 3с

© Самойлов В.Л., Паскальный В.А., 2008

УДК.622.831

СОЛОВЬЕВ Г.И. (ДонНТУ)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ПОРОД КРОВЛИ НА СОПРЯЖЕНИИ ЛАВЫ С ВЫЕМОЧНОЙ ВЫРАБОТКОЙ

Приведены результаты расчета параметров напряженно-деформированного состояния пород непосредственной кровли на сопряжении очистного забоя с подготовительной выработкой методом конечных разностей

Применяемые в настоящее время средства крепления и способы охраны подготовительных выработок глубоких шахт в зоне интенсивного влияния очистных работ не позволяют обеспечить их безремонтное поддержание [1-4]. Определение технологических и геомеханических параметров концевых участков лав не поддается строгой аналитической формализации из-за сложности учета изменчивости структурно-литологических характеристик боковых пород и пространственно-временного характера протекания деформационных процессов на контуре выработки, сопряженной с очистным забоем. Применение методов механики сплошной среды при решении задач о напряженно-деформированной состоянии боковых пород на концевом участке лавы (рис.1) сопряжено с необходимостью принятия ряда допущений и идеализаций о сплошности горного массива.

Не все задачи прикладной механики можно решить в аналитически замкнутом виде. Поэтому часто применяются численные методы, одним из которых является метод конечных разностей (МКР) [5]. Он заключается в замене дифференциального уравнения его конечно-разностным аналогом, разбиении исследуемого тела на конечное число узлов, составлении уравнений для этих узлов и решении системы алгебраических уравнений.

Рассмотрим непосредственную кровлю пласта как балку-стенку квадратной формы и единичной ширины с распределенной по верхнему контуру нагрузкой q , и силами X_1 , X_2 , X_3 и X_4 приложенными к нижнему ее контуру (рис 2).

Расчет балки-стенки сводится к решению бигармонического уравнения [5]:

$$\frac{\partial^4 \varphi}{\partial x^4} + 2 \frac{\partial^4 \varphi}{\partial x^2 \partial y^2} + \frac{\partial^4 \varphi}{\partial y^4} = 0, \quad (1)$$

где $\varphi(x, y)$ – функция напряжений, связанная с напряжениями формулами, без учета собственного веса:

$$\sigma_x = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial y^2}, \quad \sigma_y = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial x^2}, \quad \tau_{xy} = \frac{\partial^2 \varphi}{\partial x \cdot \partial y} \quad (2)$$

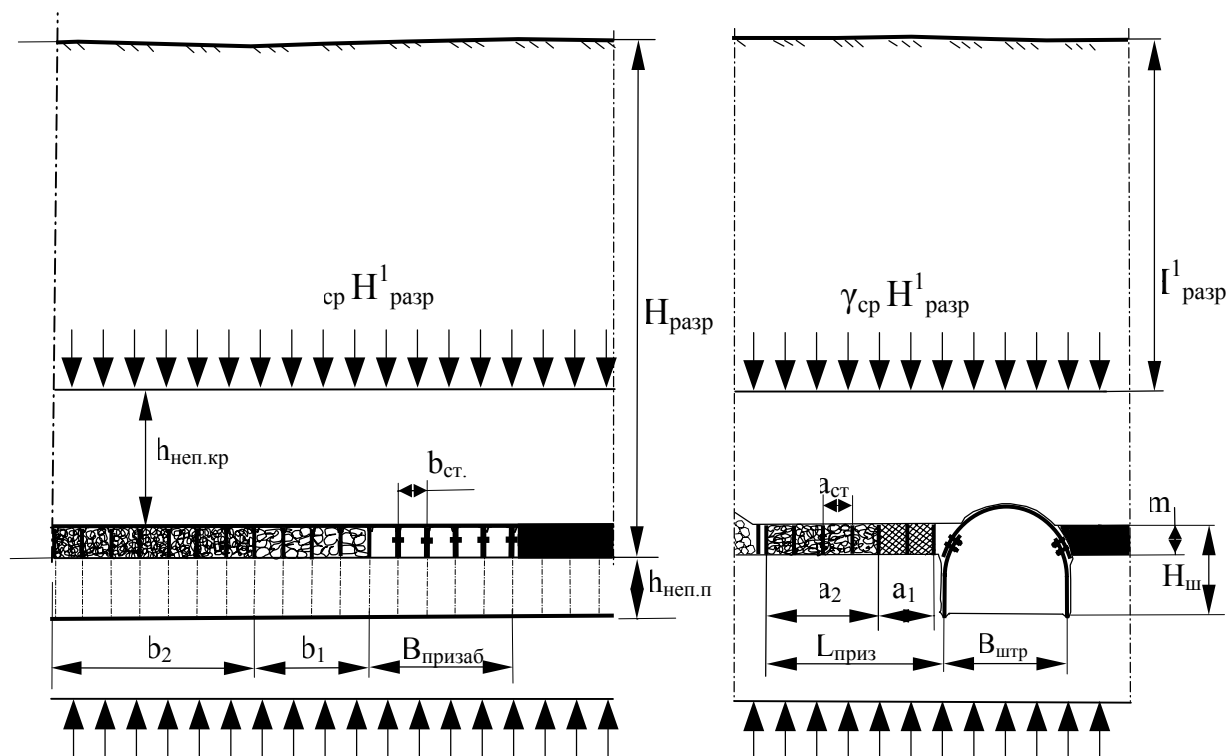


Рис. 1. Схема концевой участка лавы

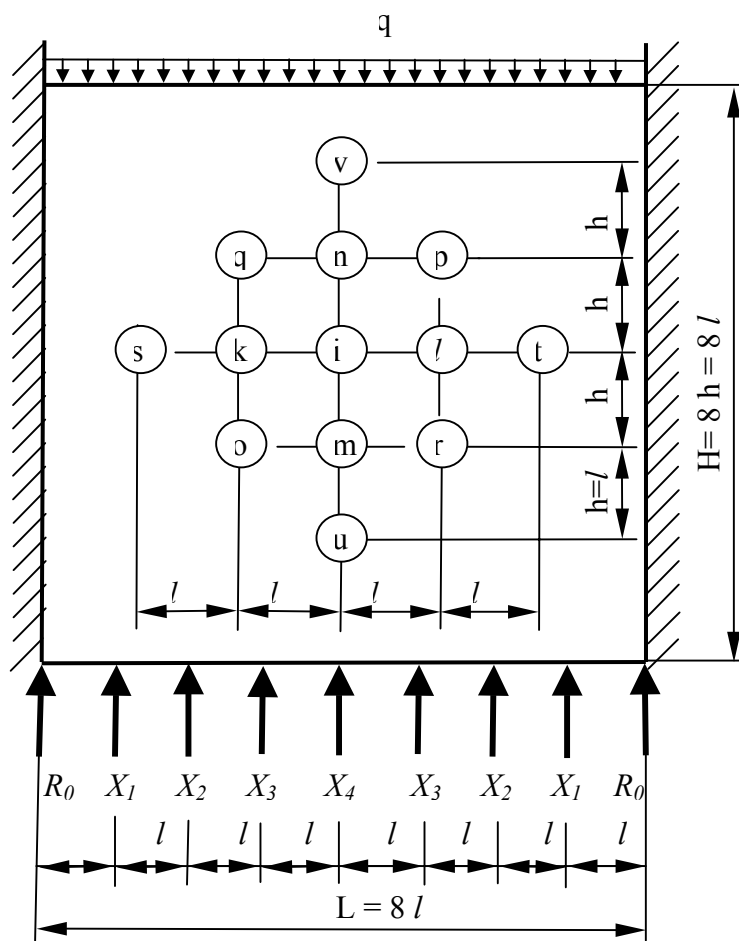


Рис. 2. Расчетная схема определения параметров напряженно-деформированного состояния балки-стенки

Заменяя частные производные в уравнении (1-23) их конечно-разностными выражениями, получим бигармоническое уравнение для точки i (при квадратной сетке [5]), в виде:

$$20 \varphi_i - 8 (\varphi_k + \varphi_l + \varphi_m + \varphi_n) + 2 (\varphi_0 + \varphi_p + \varphi_q + \varphi_r) + \varphi_s + \varphi_t + \varphi_u + \varphi_v = 0 \quad (3)$$

Разбив область квадратной балки-стенки (размерами $L \times H = 8l \times 8h, l = h = 1m$) на квадратные ячейки (рис. 3), составим 28 уравнений (3) для внутренних точек (узлов 1 – 28).

В эти уравнения войдут также функции напряжений $\varphi(x,y)$ на контуре балки-стенки и в ряде законтурных точек.

Для их определения воспользуемся рамной аналогией: функции напряжений на контуре равны изгибающим моментам от заданной нагрузки, взятым из эпюры изгибающих моментов, постоянной в любой основной системе рамы, соответствующей замкнутому контуру балки-стенки. На рис. 4 показана такая основная система, полученная путем разреза верхнего горизонтального контура посередине, т.е. в узле «а» (рис. 3).

По рамной аналогии [5] первая производная функции напряжений в направлении нормали к контуру рамы равна продольной силе от заданных нагрузок в основной системе (рис. 4). Учитывая, что [5]:

$$\frac{\partial \varphi}{\partial n} = \frac{1}{6h} (-2\varphi_{i-1} - 3\varphi_i + 6\varphi_{i+1} - \varphi_{i+2}) = -N_i,$$

тогда:

$$\varphi_{i-1} = -1,5 \varphi_i + 3\varphi_{i+1} - 0,5\varphi_{i+2} + 3h \cdot N_i; \quad (4)$$

$$\varphi_{i+1} = -0,5 \varphi_{i-2} + 3\varphi_{i-1} - 1,5\varphi_i + 3h \cdot N_i;$$

где $h = l$ - шаг разбиения исследуемой области.

Эпюра изгибающих моментов представлена на рис. 5 слева, эпюра продольных сил – справа (обе эпюры симметричны относительно вертикальной оси симметрии рамы-аналога, соответствующей рассматриваемой балке-стенке).

Распределение изгибающих моментов и продольных сил в защемленных боковых сторонах балки-стенки примем в виде:

$$M(y) = a_M + b_M \sin \frac{\pi y}{8l}; \quad N(y) = a_N + b_N \sin \frac{\pi y}{8l} \quad (5)$$

Из условий:

$$M(4l) = -8ql^2; \quad M(-4l) = -5,983ql^2;$$

$$N(4l) = -4ql^2; \quad N(-4l) = -1,939ql^2,$$

получаем:

$$a_M = -6,992ql^2; \quad b_M = -1,0085ql^2; \quad a_N = -2,9694ql; \quad b_N = -1,0306ql.$$

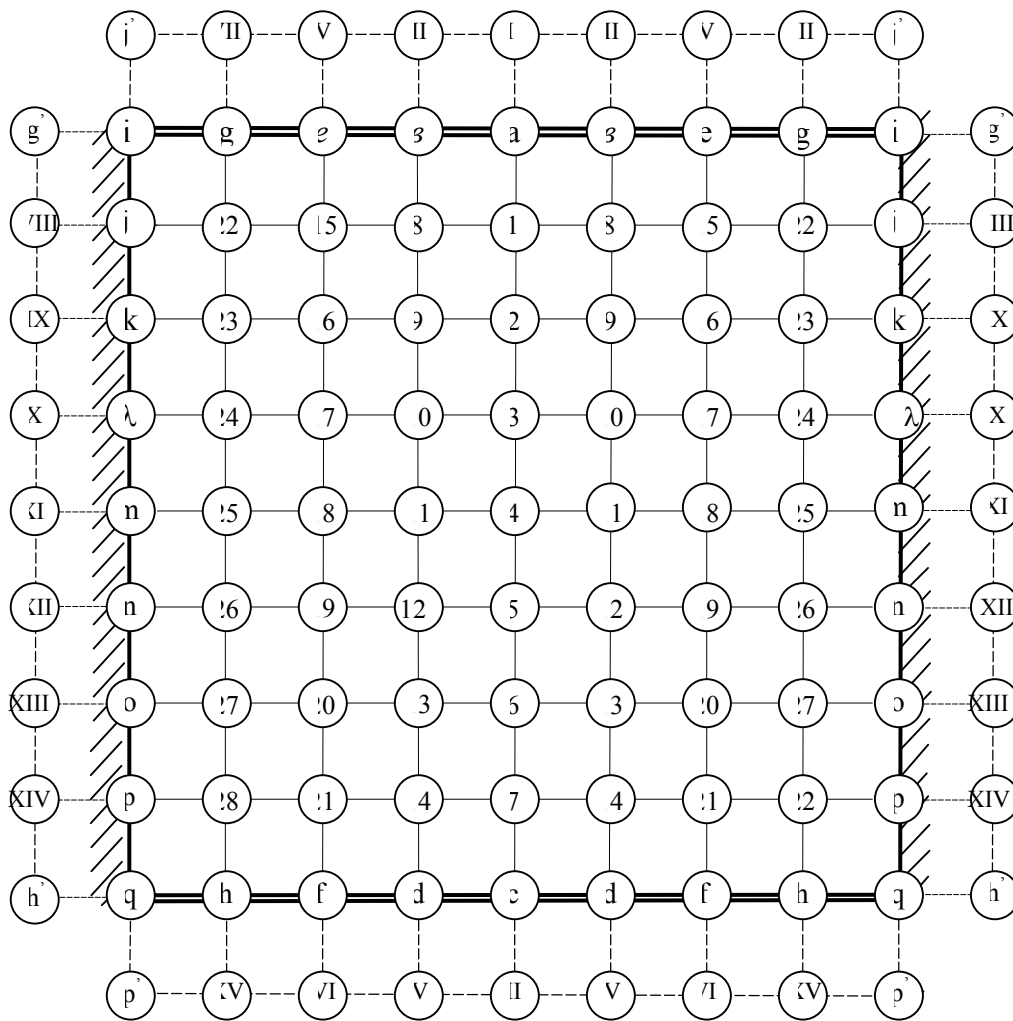


Рис. 3. Схема разбивки балки-стенки на квадратные ячейки

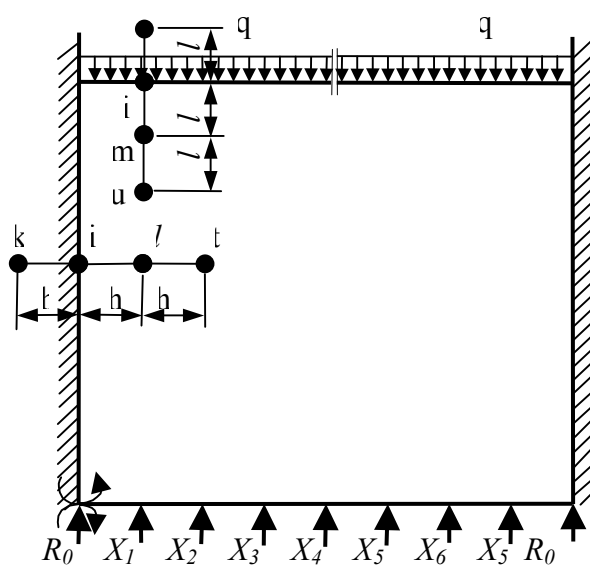


Рис. 4. Схема балки-стенки для определения первой производной функции напряжений

С помощью этих коэффициентов по формулам (5) построены эпюры M и N на вертикальных гранях рамы-аналога (рис. 5).

Узлы (или точки), в которых неизвестные функции напряжений обозначены арабскими числами ($\varphi_1 - \varphi_{28}$). Контурные точки от заданной нагрузки (рис. 5) обозначены латинскими буквами ($\varphi_a - \varphi_q$), а законтурные точки, функции напряжений в которых определяются через соответствующие значения в соседних узлах по формуле (4), обозначены римскими числами ($\varphi_I - \varphi_{XIV}$) (см. рис. 5).

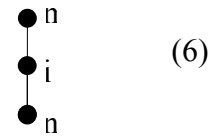
Окончательная система уравнений в конечных разностях (3), составленная

по шаблону (рис. 2) с учетом всех граничных условий, представлена в таблице 4.

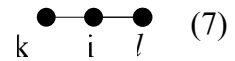
Решение системы уравнений (3) представлено в табл. 5.

Для определения нормальных (σ_x и σ_y) и касательных (τ_{xy}) напряжений в балке-стенке уравнения (2) представим в виде:

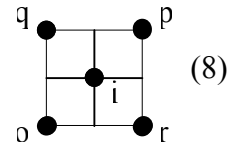
$$\sigma_x |_i = \frac{\partial^2 \varphi_i}{\partial y^2} = \frac{1}{\lambda^2} (\varphi_m - 2\varphi_i + \varphi_n),$$



$$\sigma_y |_i = \frac{\partial^2 \varphi_i}{\partial x^2} = \frac{1}{\lambda^2} (\varphi_k - 2\varphi_i + \varphi_l),$$



$$\tau_{xy} |_i = \frac{\partial^2 \varphi_i}{\partial x \partial y} = \frac{\partial}{\partial y} \left(\frac{\varphi_k - \varphi_l}{2l} \right) = \frac{1}{4\lambda^2} (-\varphi_o - \varphi_p + \varphi_q + \varphi_r),$$



Эпюры нормальных вертикальных (σ_y) и горизонтальных (σ_x), а также тангенциальных напряжений (τ_{xy}) представлены соответственно на рис. 6.

Таблица 5. Решение 28 конечно-разностных уравнений и значения функции напряжений в контурных и законтурных точках

i	$\varphi_i / (q l^2)$	i	$\varphi_i / (q l^2)$	i	$\varphi_i / (q l^2)$	i	$\varphi_i / (q l^2)$	i	$\varphi_i / (q l^2)$	i	$\varphi_i / (q l^2)$
		j ¹	-7,9174	VII	-4,521	V	-2,0951	III	-0,6333	I	-0,14455
q ¹	-12,5	i	-8,0	g	-4,5	e	-2,0	b	-0,5	a	0
VIII	-12,361	j	-7,923	22	-4,50355	14	-2,0592	8	-0,5885	1	-0,0974
IX	-11,9	k	-7,705	23	-4,48005	16	-2,1648	9	-0,76442	2	-0,2953
X	-11,15132	l	-7,38	24	-4,42	17	-2,267	10	-0,9523	3	-0,50972
XI	-10,24	m	-6,992	25	-4,329	18	-2,3398	11	-1,10745	4	-0,6899
XII	-9,4323	n	-6,6056	26	-4,217	19	-2,3695	12	-1,20235	5	-0,8036
XIII	-8,4613	o	-6,28	27	-4,112	20	-2,354	13	-1,225	6	-0,837
XIV	-7,828	p	-6,06	28	-4,0038	21	-2,291	14	-1,1833	7	-0,80204
h ¹	-7,4907	q	-5,983	h	-3,922	f	-2,233	d	-1,1393	c	-0,7623
		p ¹	-6,066	XV	-4,073	VI	-2,3463	IV	-1,229	II	-0,84422

Главные напряжения определяются по формуле [6]:

$$\sigma_1 = \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \pm \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2} \quad (9)$$

Подставляя соответствующие напряжения в формулу (31), получим главные напряжения во внутренних узлах и на контуре балки-стенки (табл. 6).

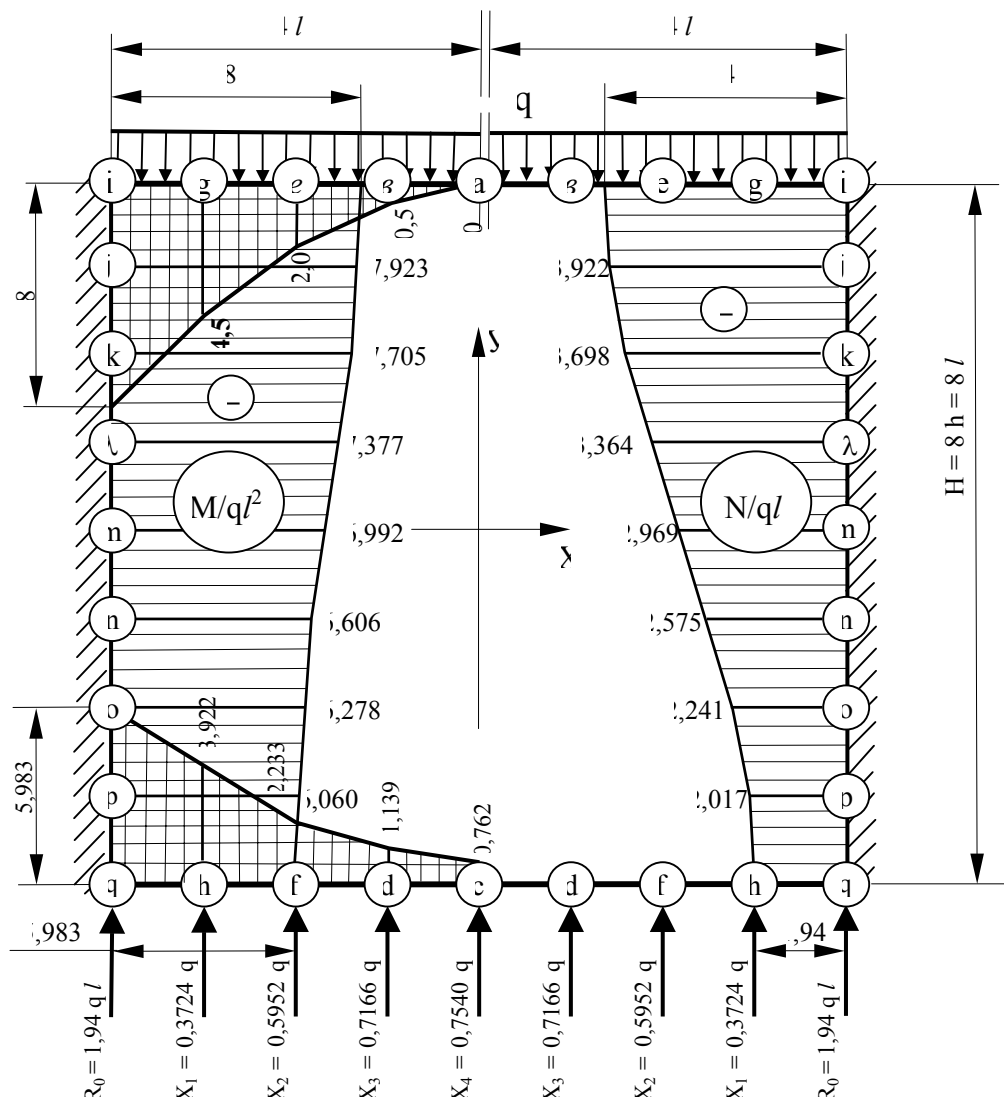


Рис. 5. Распределение изгибающих моментов и продольных сил в балке-стенке

Для хрупких материалов, которыми являются породы кровли, представленные песчаными сланцами, применяется II-я теория прочности – теория максимальных относительных деформаций [6].

Тогда: $\sigma_{расч}^{II} = \sigma_1 - \mu(\sigma_2 + \sigma_3) \leq [\sigma]$, (при $\sigma_1 > 0, \sigma_2 < 0, \sigma_3 = 0$), т.е.

$$\sigma_{расч}^{II} = \sigma_1 - \mu\sigma_2 \leq [\sigma]_{раст}. \quad (10)$$

При $\sigma_1 < 0, \sigma_2 > 0, \sigma_3 = 0$, получим:

$$\sigma_{расч}^{II} = \sigma_2 - \mu\sigma_1 \leq [\sigma]_{сжат}. \quad (11)$$

При $\sigma_1 < 0, \sigma_2 < 0, |\sigma_2| > |\sigma_1|, \sigma_3 = 0$, тогда:

$$\sigma_{расч}^{II} = \sigma_2 - \mu\sigma_1 \leq [\sigma]_{сжат}. \quad (12)$$

$$\sigma_{расч}^{II} = \sigma_1 - \mu\sigma_2 \leq [\sigma]_{раст}. \quad (13)$$

Например, для точки «i» (левый верхний угол балки-стенки) получим:

$\sigma_1 = 0,1594q, \sigma_2 = -q, \sigma_3 = 0$, тогда (при $\mu=0,2$) по формулам (10) и (11) находим,

что:

$$\sigma_{расч}^{II} = \sigma_2 - \mu\sigma_1 \leq [\sigma]_{сжат} = -q - 0,2 \cdot 0,16q = |-1,032q| \leq [\sigma]_{сжат}$$

$$\sigma_{расч}^{II} = \sigma_1 - \mu\sigma_2 \leq [\sigma]_{раст} = 0,16q - 0,2(-q) = 0,36q \leq [\sigma]_{раст}$$

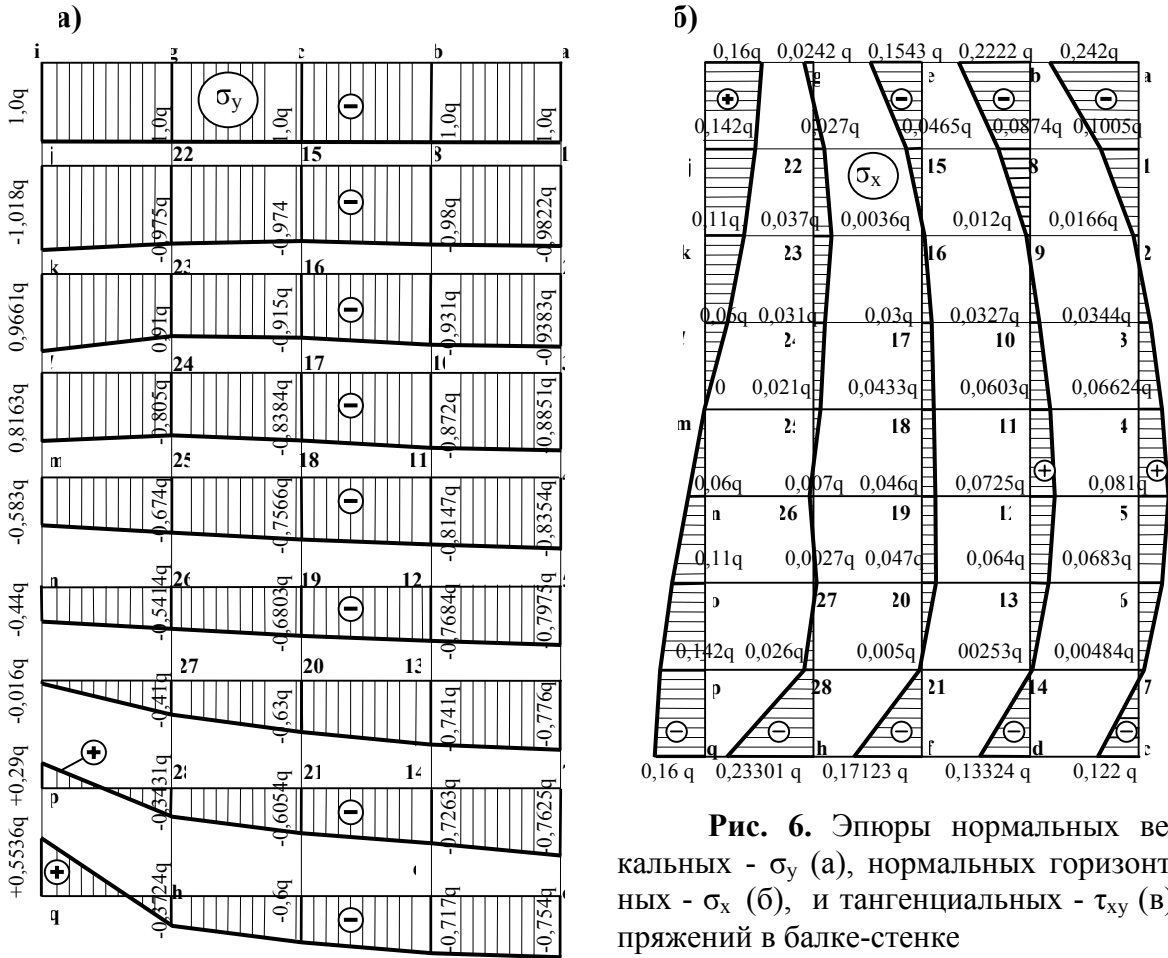
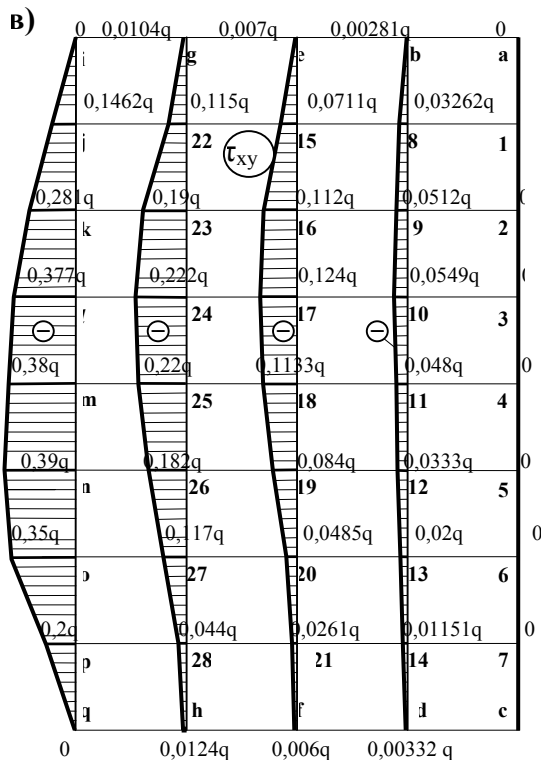


Рис. 6. Эпюры нормальных вертикальных - σ_y (а), нормальных горизонтальных - σ_x (б), и тангенциальных - τ_{xy} (в) напряжений в балке-стенке



Полученные результаты позволяют определить распределение напряжений в непосредственной кровле пласта при использовании различных способов охраны и средств поддержания подготовительных выработок на сопряжении с лавой. Это предоставляет возможность рассчитывать рациональные параметры комбинированных способов обеспечения устойчивости выемочных выработок в зоне влияния очистных работ. Опытно-промышленная проверка комбинированных способов охраны и поддержания подготовительных выработок глубоких шахт, среди которых следует отметить анкерно-арочные системы [7, 8], литые полосы [9-11], продольно-балочное усиление комплектов основной крепи [12, 13], показала, что их применение позволяет существенно снизить затраты на ремонт и перекрепление интенсивно деформируемых выемочных выработок.

Библиографический список

1. Черняк И.Л., Ярунин С.А. Управление состоянием массива горных пород. М.: Недра, 1995. – 395 с.
2. Каретников В.Н., Клейменов В.Б., Нуждихин А.Г. Крепление капитальных и подготовительных горных выработок. Справочник. – М.: Недра, 1989. – 571 с.
3. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев М.И. Стальные рамные крепи горных выработок. – К.: Техніка, 1999. – 216 с.
4. Литвинский Г.Г. Научная концепция прогноза горного давления в подземных выработках // Уголь Украины, №8, 1996. – С. 9-12.
5. Справочник по теории упругости (для инженеров-строителей). Под ред. П.М.Варвака и А.Ф.Рябова. Будівельник, К.: - 1971, 426 с.
6. Писаренко Г.С., и др. Сопротивление материалов. К.: Вища школа, - 1986. 776 с.
7. Петренко Ю.А., Касьян Н.Н., Новиков А.О., Сахно И.Г. Новый подход к расчету параметров анкерной крепи // Физико-технические проблемы горного производства. – 2004. - №7. – С.162-172.
8. Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Сахно И.Г. Исследование влияния схем анкерования массива на устойчивость выработок // XII Международный симпозиум «Геотехника-2006», Гливице-Устронь, 2006. – С.455-467.
9. Байсаров Л.В., Демченко А.И., Ильяшов М.А. Охрана штреков литыми полосами при разработке пологих пластов средней мощности // Уголь Украины. – 2001. - №9. – С.3-6.
10. Байсаров Л.В. Ресурсосберегающая технология крепления и производства работ по возведению литых полос при поддержании конвейерных штреков // Геотехническая механика: Сб. науч. тр. ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск. – 2003. - №47. – С.46-52.
11. Ильяшов М.А., Байсаров Л.В. Новые технологические решения в охране концевых участков высоконагруженных лав // Геотехническая механика: Сб. науч. тр. ИГТМ НАНУ. – Днепропетровск. – 2006. - №61. – С.79-92.
12. Соловьев Г.И. Определение параметров продольно-жесткой усиливающей крепи для выемочных выработок глубоких шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень, МГГУ, Москва. №9, 2005 г. С. 230-233.
13. Соловьев Г.И. Особенности физической модели самоорганизации боковых пород на контуре выемочной выработки при продольно-жестком усилении арочной крепи // Науковий вісник НГУ, Дніпропетровськ. 2006, №1. С.11-18.

© Соловьев Г.И. , 2008

УДК 622. 822: 622.4

КОСТЕНКО В.К., БУЛГАКОВ Ю.Ф., КОСТЕНКО Т.В. (ДонНТУ)

ЗАБЕЗПЕЧЕННЯ БЕЗПЕКИ ГІРНИЧОРЯТУВАЛЬНИКІВ ПРИ ЛІКВІДАЦІЇ ПІДЗЕМНИХ ПОЖЕЖ У ВАЖКОДОСТУПНИХ МІСЦЯХ

Розглянуто вірогідні види і місця знаходження зон враження при виникненні і гасінні джерел горіння у виробленому просторі. Запропоновано міри забезпечення безпеки гірничорядувальників при ліквідації підземних пожеж у важкодоступних місцях

Гасіння підземних пожеж у важкодоступних місцях, таких як вироблені простори лав, деформовані вугільні цілини, куполи за кріпленням підготовчих виробок, бункера тощо, є найбільш трудомістким, тривалим, небезпечним і дорогим видом підземних гірничорядувальних операцій у сучасній світовій практиці вуглевидобутку. В Україні щорічно відбувається кілька пожеж такого роду, що приводить до значних прямих

економічних збитків, а також сполучено із втратою видобутку, підготовлених до виїмки запасів вугілля й іншого роду непрямим наслідкам. Нерідко подібного роду аварії відбуваються на вугільних шахтах інших вуглевидобувних країн.

Безпосередній вплив у таких умовах на вогнище горіння вогнегасними засобами, як правило, неможливо через складність проникнення до вогнища, погрози ускладнення аварії задимленням, загазуванням, а нерідко вибухами пилогазоповітряних сумішей, обваленнями гірських порід у вироблення, нестабільності режимів провітрювання й підвищеної температури у місцях ведення аварійних робіт. Внаслідок важкоприступності й неінтенсивного руху повітря (основного носія пилу і порошку) неефективним є використання водяних, пінних, порошкових й інших, що перебувають на оснащенні гірничорятувальних частин засобів пожежегасіння. Технології, засновані на ізоляції аварійних вироблень штучними спорудженнями з наступним спорудженням камер вирівнювання тиску, представляються досить громіздкими, недостатньо ефективними й ненадійними. Найбільш перспективним, а нерідко єдино можливим, представляється дистанційне гасіння за допомогою газових засобів.

Гірничорятувальні частини багатьох вуглевидобувних країн оснащені генераторами інертних газів на основі турбореактивних двигунів, криогенними азотними й балонними вуглекислотними установками, іншою технікою газового пожежегасіння. Цим технічним засобам властиві такі недоліки як висока вартість вихідних компонентів, складність і небезпека їхнього транспортування по виробленнях, низька продуктивність й інші. Одним з перспективних шляхів подолання цих недоліків є реалізація сучасні технології одержання з повітря газових сумішей з низьким змістом кисню за допомогою газорозподіляючих мембран. Один з найбільш потужних типів таких установок розроблений і прийнятий на оснащення Державної Воєнізованої Гірничорятувальної Служби (ГВГСС) України [1,2]. Однак спроби використання мембранних газорозподіляючих засобів при ліквідації складних підземних аварій не дали позитивних результатів. Причиною цього є, на нашу думку, невідповідність оперативних можливостей нової техніки використовуваним тактичним прийомам, а також деякі технічні недоробки, допущені проектувальниками установок. У ході ліквідації аварій з використанням газорозподіляючих установок на шахтах ім. О.Ф.Засядька й "Красноліманська" були травмовані гірничорятувальники. У зв'язку із цим авторами розглянуте актуальне питання забезпечення безпеки виконавців аварійно-рятувальних робіт при ліквідації підземних пожеж у важкодоступних місцях.

На основі ситуаційного аналізу та узагальнення статистичної інформації виявлено основні види небезпеки при веденні робіт з гасіння підземних пожеж у важкодоступних місцях шляхом ізоляції (рис.1):

- отруєння продуктами горіння при роботі на вихідному струмені;
- теплове враження пожежними газами при роботі на вихідному струмені;
- враження ударної хвилею та високою температурою при вибуху пилогазоповітряної суміші (ПГПС) у районі джерела горіння;
- отруєння продуктами вибуху при роботі на свіжому струмені;
- обвалення гірничих порід у виробки;
- ядуха газами що використовують при флегматизації джерела горіння.

Однак просте перерахування зон поразки не дає подання про небезпеки чатуючих гірничорятувальників що виробляють окремі етапи оперативних дій у ході гасіння підземної пожежі у важкодоступному місці, наприклад у виробленому просторі. Для цього варто розглянути послідовність окремих етапів аварійно-рятувальних робіт (рис.2). Як правило, кожна операція по ліквідації аварії і її наслідків починається із проведення розвідки гірських вироблень, пошуку потерпілих, надання їм першої долікарняної допомоги й евакуації з аварійних гірських вироблень.

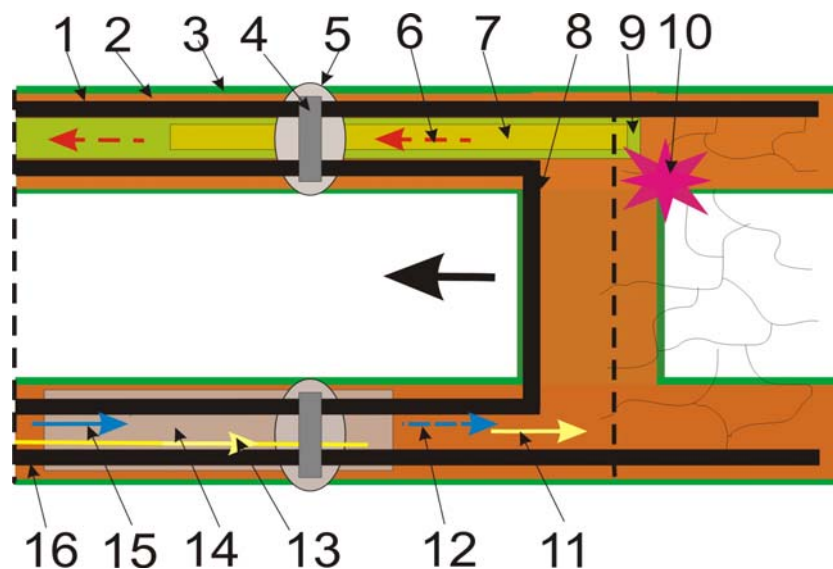


Рис.1. Розташування зон вражень при гасінні підземної пожежі за допомогою інертних газів: 1-вентиляційна виробка; 2,3 – зони враження, відповідно, ударною хвилею і високою температурою від вибуху ПГПС та токсичними продуктами вибуху; 4,5 – відповідно, перемичка та зона обвалення порід; 6 – сходячий струмінь газів; 7,9 – відповідно, зони теплового та токсичного враження пожежними газами; 8 – очисний вибій; 10 – джерело горіння; 11,12 - струмені інертних газів та втік повітря, відповідно; 13 – трубопровід інертних газів; 14 – зона ядухи; 15, 16- струмінь повітря та повітряподаюча виробка

Надалі, виходячи з результатів розвідки, установлюють місце або район знаходження вогнища горіння й вживають заходів по його гасінню активним способом (пісок або інертний пил, вода, порошок, піна) і локалізації (створення "голодних" зон, аварійні вентиляційні маневри й ін.). Паралельно, відповідно до вимог нормативних документів, ведуть підготовку до ізоляції пожежі. Після ухвалення рішення про ізоляцію вогнища горіння починають зведення ізолюючих перемичок й інших споруджень і визначають вид прискороеного його гасіння комбінованим способом. Це може бути рециркуляція пожежних газів в ізольованому замкнутому контурі вироблень, інертизація газового середовища, що надходить до вогнища горіння або інший тактичний прийом. Після гасіння пожежі газовими засобами проводять розвідку аварійних гірських вироблень й ухвалюють рішення щодо припиненні аварійно-рятувальних робіт.



Рис. 2. Спрощена схема послідовності дій при веденні аварійно-рятувальних робіт з ліквідації пожежі у важкодоступному місці

На кожному з етапів ведення оперативних дій можна виділити найбільш істотні види небезпек, що підстерігають гірничорятувальників. Розглянемо перший етап, пов'язаний із проведенням розвідувальних робіт (рис.3). характерною рисою цього етапу є відсутність достовірної інформації та обмеження часу виконання. Друге пояснюється лімітом часу захисної дії ізолюючих приборів-саморятівників якими оснащені застигнуті пожежею гірники.

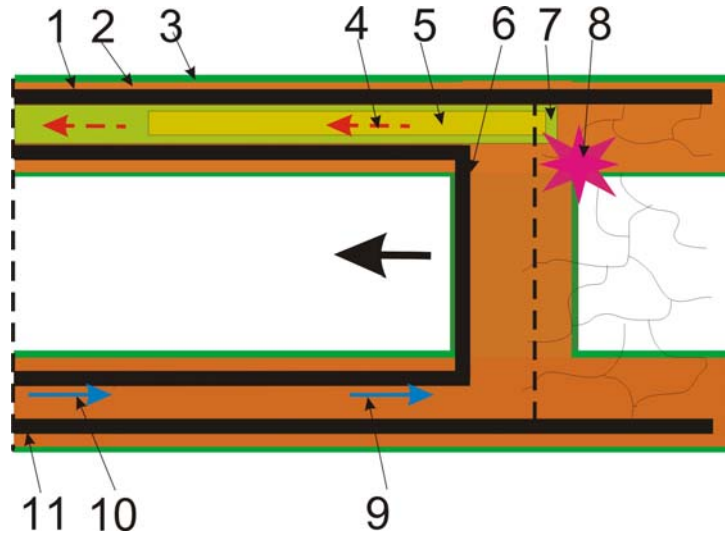


Рис.3. Розташування зон вражень при розвідці гірничих виробок: 1-вентиляційна виробка; 2,3 – зони враження, відповідно, ударною хвилею і теплотою від вибуху ПГПС та токсичними продуктами вибуху; 4 – сходячий струмінь газів; 5 – зона теплового враження пожежними газами; 6 – очисний вибій; 7, зона враження токсичними пожежними газами; 8– джерело горіння; 9,10 – струмінь свіжого повітря; 11 - повітряподаюча виробка

Найбільшою загрозою є можливість вибуху пилогазоповітряної суміші. Вражаючи фактори вибуху: ударна хвиля, високотемпературний вогневий фронт та токсичні продукти можуть розповсюджуватись на значні відстані від джерела горіння, навіть до поверхні. При цьому обставині виникнення вибуху не є прогнозованими та майже неконтрольованими. Відсутність інформації про місце знаходження джерела горіння та динаміку його розвитку не дозволяють визначити умови сприяючі вибухові. Єдина можливість не спровокувати його, то підтримання стабільного режиму провітрювання аварійної ділянки. На період проведення розвідки забороняється регулювання вентиляторних установок, відкриття шлюзів та вентиляційних дверей. Робітники депресіонно-газової служби контролюють витрати та склад повітря у аварійних виробках та екстрено припиняють дію розвідувальних підрозділів при змінах ситуації тому що найбільш вірогідною причиною змін є розвиток вогнища горіння та наростаюча загроза вибуху.

У виробці по якій прямує сходячий від вогнища струмінь повітря виникають зони задимлення, токсичних газів, високої температури. Засоби, якими оснащені гірничорятувальники дозволяють виявити ці зони і уникнути враження. Розміри та склад газів у цих зонах дають інформацію про інтенсивність горіння та вид горючого матеріалу (газ, вугілля, деревина, каучукові композиції, суміш горючих речовин).

На другому етапі ліквідації аварії, пов'язаному із гасінням пожежі засобами активного впливу, можна суттєво скоротити розмір зон враження вибухом ПГПС виконавши обмивання стінок виробки або їх осланцюванням. Однак, зростає загроза вибуху метаноповітряної суміші (МПС) внаслідок місцевого порушення провітрювання під дією інтенсивних потоків речовин що гасять вогонь. Тому слід запобігати виникнення застійних зон або протилежно спрямованих потоків повітря та вогнегасячих речовин.

При переході до ізоляції аварійних виробок з'являється загроза обвалення гірських порід під час розбори кріплення, виїмки врубу та зведення ізолюючих перемичок (рис.4). Обвалення гірничих порід може виникнути: під час зведення ізолюючих перемичок та при спорудженні врубів при гасінні пожежі ізолюючим або комбінованим способами; дією ударної хвилі, яка може зруйнувати кріплення або призвести до посування гірничих порід. Для запобігання обвалення гірничих порід при зведенні перемичок, вруби треба зводити завчасно.

До виконання робіт по зведенню перемичок слід залучати найбільш кваліфікованих робітників, неухильно дотримуватись мір безпеки. Крім того, треба застосовувати безврубіві конструкції перемичок зі швидкотвердіючих матеріалів, що дозволить не тільки підвищити рівень безпеки, але і скоротити час гасіння пожежі.

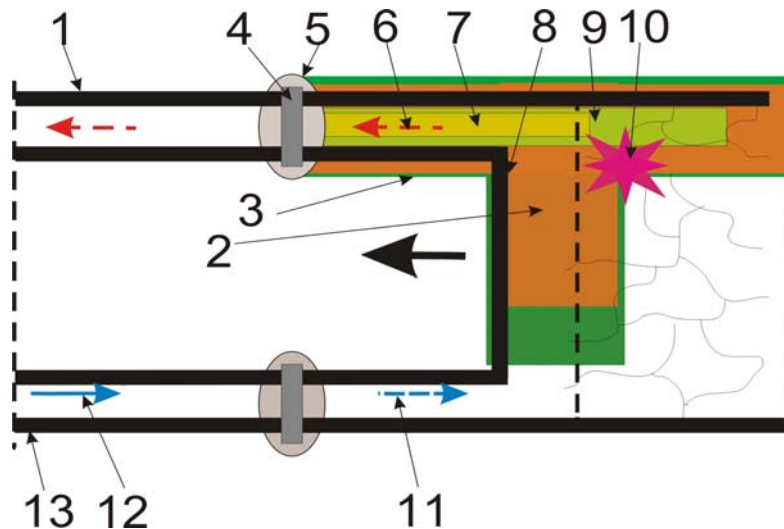


Рис. 4. Розташування зон вражень при гасінні пожежі способом ізоляції: 1- вентиляційна виробка; 2,3 – зони враження, відповідно, ударною хвилею від вибуху ПГПС та токсичними продуктами вибуху; 4,5 – відповідно, перемичка та зона обвалення порід; 6 – сходячий струмінь газів; 7,9 – відповідно, зони теплового та токсичного враження пожежними газами; 8 – очисний вибій; 10 – джерело горіння; 11, - струмінь втік повітря; 12,13 - струмінь повітря та повітряподаюча виробка

Зведення ізолюючих споруд у виробці якою прямує сходячий струмінь повітря є найбільш складною проблемою. Токсичність пожежних газів, задимленість та висока температура повітря не дозволяють забезпечити високі темпи спорудження перемичок, ця робота потребує великих трудовитрат, використання теплогазозахисного обладнання. Поряд із небезпекою робіт збільшується строк гасіння пожежі. Виконання аварійних вентиляційних маневрів (місцевий або загальношахтній реверс повітряного струміня) також веде до збільшення строку ліквідації аварії та може спровокувати вибух МПС. Тому перспективним вважається використання таких способів що не передбачають зведення перемичок у вентиляційній виробці.

Функція ізолюючих перемичок полягає у збільшенні аеродинамічного опору гірничих виробок та недопущенні повітря до джерела пожежі. Традиційно прийнято зводити перемички у виробках як зі свіжим так й сходячим повітрям. У ДонНТУ розроблено технологію подавання газоподібного азоту до аварійної ділянки де достатньо використання тільки виробки зі свіжим повітрям. Функцію обмежувача повітря при цьому виконує камера з двох перемичок у якій за рахунок підвищеного тиску інертного газу зникають умови для просочування повітря до ізолюваного об'єму (рис.5).

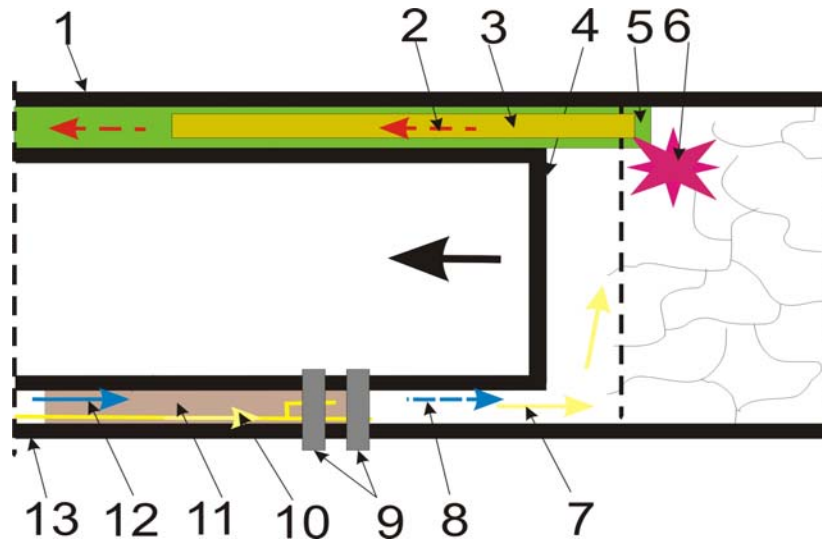


Рис.5. Розташування зон вражень при гасінні пожежі за допомогою мембранної технології: 1 - вентиляційна виробка; 2 – сходячий струмінь газів; 3,5– відповідно, зони теплового та токсичного враження пожежними газами; 4 – очисний вибій; 6 – джерело горіння; 7,8 - струмені інертних газів та втік повітря, відповідно; 9–ізолюючі перемички; 10 – трубопровід інертних газів; 11 – зона ядухи; 12,13 - струмінь свіжого повітря та повітряподаюча виробка

Тиск компресора газорозподіляючої установки набагато перевищує депресію аварійної ділянки, при вірному виборі відстані між перемичками, які утворюють камору, а також регулюванні тиску інертного газу що подають до неї існують умови зведення нанівець повітряних втік.

При використанні такої технології суттєво знижуються ризики впливу на гірничорятувальників вражаючих факторів вибуху МПС, відсутня необхідність ведення робіт у виробці зі сходячим струменем повітря. Однак з'являється загроза ядухи людей при невірному регулюванні витрат інертного газу до ізолюючої камори. При подаванні парогазової суміші, двооксиду вуглецю, рідкого азоту, ці гази також можуть витиснути кисень з повітря. У людини, яка знаходиться у такому просторі, може наступити ядуха. Тому технологічна операція безперервного контролю стану повітря у місці проведення робіт з інертизації, а також регулювання є необхідною внаслідок не прогнозованих змін депресії на аварійній ділянці гірничих виробок.

Основні причини порушення режиму руху газу при гасінні пожеж способами ізоляції та комбінованим: коливання атмосферного тиску на поверхні; регулювання режиму роботи вентиляційних установок головного провітрювання; коливаннях тиску повітря у паростях (вітках) мережі гірничих виробок; поступова зміна аеродинамічного опору аварійних гірничих виробок при зведенні ізолюючих перемичок; перерви у роботі вентиляторів місцевого провітрювання; раптова зміна інтенсивності окислювальних процесів у джерелі горіння. Якщо деякі з цих причин піддаються контролю та управлінню, то інтенсивність джерела горіння є неконтрольованою й некерованою. Тому з ціллю попередження ядухи та прискорення гасіння пожежі актуальною стає проблема створення системи автоматизованого контролю та управління режимом подавання інертного середовища до аварійної ділянки.

Висновки:

1. Розглянуто механізм формування вірогідних видів і місць дії вражаючих факторів пожежі при виникненні джерел горіння у важкодоступних місцях. Послідовність робіт з ліквідації складних підземних пожеж зумовлює значну динаміку зон враження.

2. Найбільш небезпечним є етап розвідки гірничих виробок та евакуації застигнутих аварією людей. Існує значна імовірність враження особового складу ударною хвилею, опалень та отруень токсичними газами. Ефективним способом попередження небезпеки є забезпечення стабільного режиму провітрювання аварійної дільниці та максимальне прискорення оперативних дій з розвідки.

3. Ведення робіт з ізоляції потребує зведення перемичок у виробках зі сходячим струменем повітря, що складає значну небезпеку особовому складу підрозділів. Запропонована ДонНТУ технологія подавання інертного газу до аварійної дільниці дозволяє уникнути цієї загрози.

4. При виконанні робіт зі зведення ізоляційних перемичок існує небезпека обвалення гірських порід та травмування персоналу. При виконанні таких робіт слід чітко дотримуватись вимог безпеки, залучаючи до них найбільш кваліфікованих фахівців. Вважається доцільним впровадження без врубових конструкцій перемичок.

5. У процесі подавання інертних газів до ізолюваного простору існує небезпека ядухи людей. Найбільш ефективним засобом ліквідації такої загрози є розробка та використання автоматизованої системи контролю і регулювання подавання інертного газу до ізолюючої камери.

© Костенко В.К., Булгаков Ю.Ф., Костенко Т.В., 2008

УДК 622.2

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

ВЛАСТИВОСТІ ШАХТНОЇ ВЕНТИЛЯЦІЙНОЇ МЕРЕЖІ

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

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

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

$$\sum \Delta Q_i = 0.$$

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

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

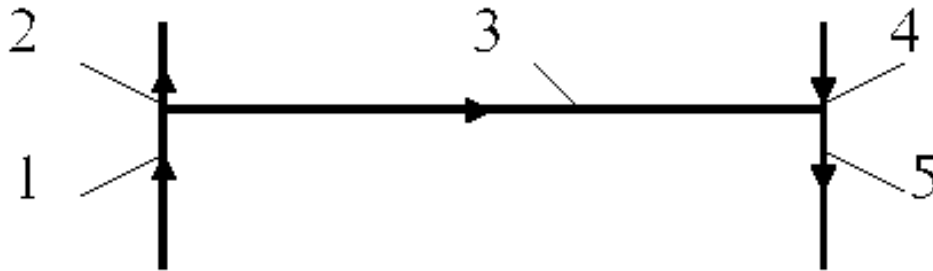


Рис. 1. Схема з'єднання гілок у двох вузлах

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

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

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

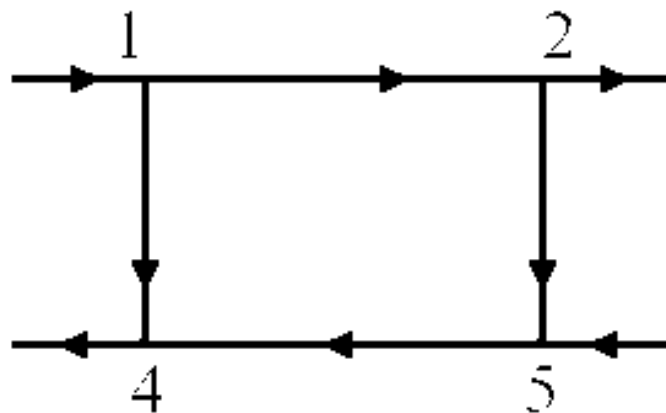


Рис. 2. Схема елементарного вентиляційного контуру

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

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

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

Сенс поняття «затухання вентиляційного збурення» пов'язаний з поняттями «внутрішнього» і «зовнішнього» контурів. Уявний розподіл на внутрішні і зовнішні контури у паралельно-послідовному з'єднанні показує (рис. 3), що внутрішній контур є складовою зовнішнього. Так, наприклад, вентиляційний контур 3-А-4-3 є «внутрішнім» по відношенню до контуру 2-3-4-5-2, а контур 2-3-4-5-2 по відношенню до нього – «зовнішній». У свою чергу контур 2-3-4-5-2 є внутрішнім по відношенню до контуру 1-2-3-4-5-6-1 і так далі.

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

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

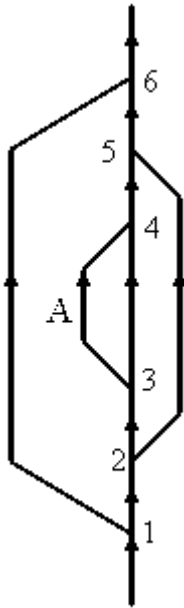


Рис. 3. Схема послідовно-паралельного вентиляційного з'єднання

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

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

На відміну від змін у внутрішньому контурі, зміни (вентиляційні збурення) в гілках зовнішнього контуру можуть позначитися на всіх гілках внутрішніх контурів. З цим пов'язана наступна властивість вентиляційної мережі.

Властивість змін витрати повітря і депресії у вентиляційному з'єднанні: *при зміні загальної витрати повітря (Q_3) чи загальної депресії (h_3) вентиляційного з'єднання, внаслідок дії якихось чинників за межами цього з'єднання, витрата повітря (Q_i) і депресія (h_i) усіх гілок з'єднання змінюються пропорційно загальним змінам*

$$Q_3 / Q'_3 = Q_i / Q'_i ,$$

де Q'_3 і Q'_i – відповідно, змінена загальна витрата вентиляційного з'єднання і змінена витрата у окремій гілці вентиляційного з'єднання.

$$h_3 / h'_3 = h_i / h'_i ,$$

де h'_3 і h'_i – відповідно, змінена загальна депресія з'єднання і змінена депресія окремої гілки вентиляційного з'єднання.

При наявності у вентиляційному з'єднанні джерела тяги зміна витрати повітря і депресії в усіх гілках з'єднання відбувається непропорційно. Так, наприклад, якщо в паралельному з'єднанні (рис. 4) діє джерело тяги (природна тяга), то при зміні загальної витрати повітря (наприклад, внаслідок регулювання режиму роботи вентилятора головного провітрювання) зміна витрати і депресії в гілках паралельного з'єднання бу

де різною (у гілках вентиляційного контуру де діє природна тяга зміни режиму вентиляції не будуть пропорційні загальним змінам).

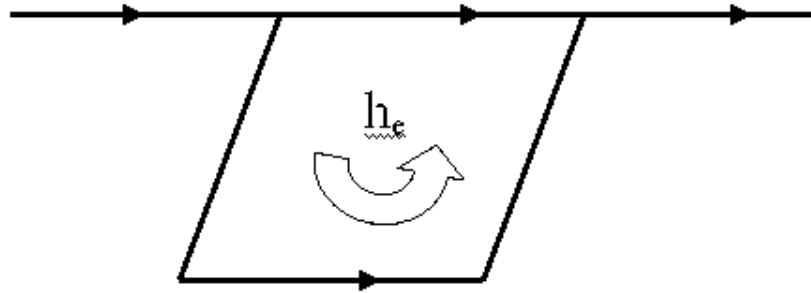


Рис. 4. Схема паралельного з'єднання гілок

Висновки:

1 Визначено властивості вентиляційної мережі які визначають загальні закономірності змін у вентиляційній мережі внаслідок виникнення вентиляційного збурення.

2 Закон регулювання витрати повітря визначає зв'язок між зміною витрати повітря в гілці-регуляторі і об'єкті регулювання.

3 Властивості вентиляційної мережі разом з законами вентиляційної мережі складають теоретичні засади аерології вентиляційних мереж.

Библиографический список

1. Ушаков К.З. и др. Аэрология горных предприятий. – М.: Недра, 1987. – 421 С.
2. Патрушев М.А., Карнаух Н.В. Устойчивость проветривания угольных шахт. – М.: Недра, 1973. – 188 С.

© Трофимов В.О., Харьковской М.В., Кавєра О.Л., 2008

УДК 622. 53:519.086

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

МАТЕМАТИЧЕСКИЕ МОДЕЛИ ДЛЯ ИССЛЕДОВАНИЯ ВИБРАЦИЙ НАСОСНЫХ АГРЕГАТОВ С КРИВОШИПНО-ПОЛЗУННЫМИ МЕХАНИЗМАМИ В ПРИВОДЕ

Для широко применяемых насосных агрегатов с динамической структурой привода, включающей электродвигатели и механизмы с нелинейной функцией положения ведомых звеньев, рассмотрены особенности математических моделей (ММ) для поэтапного исследования вибрационных процессов различной природы.

Проблема и ее связь с научными и практическими задачами.

Создание и применение в системах гидропривода механизированных крепей высоконапорных насосных агрегатов (ВНА) высокого технического уровня, с минимальными значениями виброакустических характеристик, является важной научно-

технической проблемой. Для успешного ее решения требуется выполнение системных исследований сложных нелинейных динамических объектов – ВНА.

Задачами исследований является выявление основных причин, определяющих физику и параметры генерируемых вибраций и шума. Установление этих факторов позволит наметить эффективные пути снижения виброактивности источников вибрации в составе ВНА и предложить рациональные способы защиты окружающей среды.

Анализ исследований и публикаций. Впервые математическая модель привода ВНА на основе трехплунжерного насоса с кривошипно-ползунными механизмами (КПМ) предложена в работе [1]. Эта модель позволяет анализировать вибрационные характеристики агрегата с учетом динамической характеристики двигателя и кинематики идеального механизма (без учета зазоров и упруго-диссипативных свойств). Качественный и количественный анализ кинематических и динамических свойств КПМ в составе гидроэнергетической установки (ГЭУ) типа СНТ 32 при программном движении выполнен в работе [2], что позволило определить вибрационные характеристики ВНА СНТ 32, обусловленные только конструктивными и кинематическими его параметрами.

Структурная схема современных ВНА, анализ и систематизация источников вибрации и причин их виброактивности освещены в работе [3]. В статье [4] рассмотрены динамические модели для исследования отдельных источников вибрации как парциальных подсистем, а также предложена полная динамическая модель ВНА современных ГЭУ, в которой учитываются динамическая характеристика электродвигателя, упруго-диссипативные свойства зубчатой передачи и нелинейная функция положения ведомых звеньев - ползунов.

Разработка и, особенно, реализация при имитационном моделировании полной математической модели ВНА, для одновременного анализа спектра вибрационных процессов различной физической природы, представляют значительные трудности. Поэтому, целесообразно поэтапное (последовательное) исследование колебательных процессов в сложной нелинейной динамической системе на базе относительно простых ММ. Такой подход к решению задач динамики машин с цикловыми механизмами успешно используется в ряде фундаментальных работ [5, 6, 7 и др.]

Постановка задач исследований. Целью данной работы является рассмотрение методики составления дифференциальных уравнений динамики ВНА с функцией положения бигармонического вида и обоснование локальных ММ для последовательного исследования колебаний, обусловленных особенностями структуры и динамических свойств отдельных элементов системы.

Изложение материала и результаты. В составе привода поршневых насосов для ГЭУ типов СНТ, СНД, а также в конструкциях насосов ряда зарубежных фирм, широко применяются КПМ. Они относятся, как известно, к классу цикловых механизмов с нелинейной функцией положения ведомого звена – ползуна.

Для центральных КПМ характерна функция положения ведомого звена $P(\varphi)$ бигармонического вида [4, 5]

$$x(\varphi) = P(\varphi) \approx 0,5P_{\max} [1 - \cos \varphi + 0,25\lambda(1 - \cos 2\varphi)], \quad (1)$$

где $x(\varphi)$ – линейная координата ползуна; $P_{\max}=2r$ – полный ход ползуна; r – радиус кривошипа; $\lambda=r/l$ – отношение длины кривошипа к длине шатуна l ; $\varphi=\omega t$ – угол поворота кривошипа; ω – угловая скорость кривошипа.

Как будет показано ниже, в состав дифференциальных уравнений динамики ВНА с КПМ входят члены, содержащие нелинейную функцию положения $P(\varphi)$ и ее производные $P'(\varphi)$, $P''(\varphi)$, $P'''(\varphi)$. Поэтому для решения задач динамики ВНА необхо-

димо предварительно определить аналитические выражения для указанных функций, называемых «передаточными» [5] и установить их физический смысл.

В общем случае, независимо от типа циклового механизма, связь между геометрическими «передаточными функциями» $\Pi'(\varphi)$, $\Pi''(\varphi)$, $\Pi'''(\varphi)$ и кинематическими характеристиками механизма q , \dot{q} , \ddot{q} , \dddot{q} описывается уравнениями вида [5]:

$$\left. \begin{aligned} q(t) &= \Pi(\varphi); \\ \dot{q}(t) &= \Pi'(\varphi) \cdot \dot{\varphi}; \\ \ddot{q}(t) &= \Pi''(\varphi) \cdot \dot{\varphi}^2 + \Pi'(\varphi) \cdot \ddot{\varphi}; \\ \dddot{q}(t) &= \Pi'''(\varphi) \cdot \dot{\varphi}^3 + 3\Pi''(\varphi) \cdot \dot{\varphi} \cdot \ddot{\varphi} + \Pi'(\varphi) \cdot \dddot{\varphi} \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

Анализируя уравнения (2), можно установить физический смысл «передаточных функций». Так, $\Pi'(\varphi) = \dot{q}/\dot{\varphi}$ - можно рассматривать как отношение обобщенной скорости ползуна \dot{q} к скорости ведущего звена $\dot{\varphi}$. И. И. Артоболевский называет $\Pi'(\varphi)$ «аналогом скорости», а $\Pi''(\varphi) = \left[\frac{\ddot{q}}{\dot{\varphi}^2} \right] \cdot \dot{\varphi} = const$ - «аналогом ускорения» (отношение обобщенного ускорения к квадрату скорости ведущего звена при $\dot{\varphi} = const$). Третья передаточная функция $\Pi'''(\varphi) = \left[\frac{\dddot{q}}{\dot{\varphi}^3} \right] \cdot \dot{\varphi} = const$ - называется «пульсом» и в ряде случаев играет существенную динамическую роль [5].

Для центрального кривошипно-шатунного механизма, входящие в уравнения (2) производные геометрической «передаточной функции» от функции (1), имеют размерность длины:

$$\left. \begin{aligned} \Pi'(\varphi) &= r(\sin \varphi + 0,5\lambda \sin 2\varphi); \\ \Pi''(\varphi) &= r(\cos \varphi + \lambda \cos 2\varphi); \\ \Pi'''(\varphi) &= -r(\sin \varphi + 2\lambda \sin 2\varphi). \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Анализ уравнений (2) и (3) показывает, что при использовании понятия «геометрические передаточные функции», описание движение ведомого звена-ползуна осуществляется при четком разделении геометрических и кинематических характеристик КПМ.

Рассмотрение условия равенства работ сил движущих (М) и сил сопротивления (F) на возможных перемещениях: $M = \Pi'(\varphi) \cdot F$, показывает, что даже при $F = const$ момент М на ведущем звене КПМ будет переменным, так как $\Pi'(\varphi) \neq const$. Такое свойство КПМ в составе насосного агрегата объясняет органически присущую ему внутреннюю виброактивность, обуславливающую формирование неуравновешенной силы инерции F возвратно-поступательно движущегося поршневого блока при вращении эксцентрикового вала с постоянной скоростью $\dot{\varphi}$ [2]

$$|F| = \left| m \ddot{q} \right| \approx m \left| \Pi''(\varphi) \right| \cdot (\dot{\varphi}^2), \quad (4)$$

где m – масса поршневого блока.

Вращающий момент на эксцентриковом валу M можно представить как

$$|M| = m \dot{\varphi}^2 \left| \Pi'(\varphi) \cdot \Pi''(\varphi) \right|. \quad (5)$$

Здесь произведение $\Pi'(\varphi) \cdot \Pi''(\varphi)$ при $\varphi = const$ пропорционально кинетической мощности ведомого звена [5, 6]

$$\Pi'(\varphi) \cdot \Pi''(\varphi) = \frac{1}{m \dot{\varphi}^3} \cdot \frac{dT}{dt}, \quad (6)$$

где T – кинетическая мощность ведомого звена (поршневого блока).

Таким образом, нелинейная функция положения звеньев КПМ (1) и его передаточные функции (3) обуславливают формирование, даже на равномерно вращающемся валу, переменного момента от инерционных нагрузок ползунов, пропорционального их кинетической мощности.

Экстремальные значения функций $[\Pi'(\varphi)]_{\max}$, $[\Pi''(\varphi)]_{\max}$ и $[\Pi'(\varphi) \cdot \Pi''(\varphi)]_{\max}$ можно рассматривать как динамические критерии качества КПМ однородной структуры, но с разными конструктивными параметрами.

Обоснование применяемых в расчетах видов $\Pi(\varphi)$ и определение экстремальных значений указанных выше передаточных функций механизма необходимо при решении задач анализа и синтеза ВНА с оптимальными параметрами.

Приведенные выше виды передаточных функций механизма (3) справедливы для относительно тихоходных КПМ с $\lambda \leq 0,1$ [2].

Функции положения $\Pi(\varphi)$ и их первые три производные необходимо анализировать на предмет непрерывности при обосновании применимости и корректности методов линеаризации и решения исходных нелинейных дифференциальных уравнений динамики рассматриваемых ВНА.

В развитие ММ программного движения ВНА типа СНТ 32 [2] рассмотрим динамическую и ММ ВНА при учете упруго-диссипативных характеристик (c, ψ) механической части привода и нелинейной функции положения $\Pi(\varphi)$, «встроенной» между жесткими эксцентриковым валом с массовым моментом инерции J и поршневым блоком массой m , рис. 1.

Дифференциальное уравнение динамики для модели по рис. 1 можно составить, воспользовавшись уравнениями Даламбера-Лагранжа [5, 6]. Приняв за обобщенную координату угловую деформацию q , получим

$$J \ddot{q} + v \dot{q} + cq = -\Pi'(\varphi)(m \ddot{x} + F), \quad (7)$$

где $\ddot{x} = \Pi''(\varphi)(\omega + \dot{q})^2 + \Pi'(\varphi)\ddot{q}$. Правая часть уравнения (7) отражает возмущающий момент, обусловленный инерционной силой $m \ddot{x}$ и внешней силой F .

Уравнение (7) является нелинейным, так как обобщенная координата q и ее производная входят в качестве аргументов нелинейных функций.

Одним из методов преобразования нелинейного уравнения (7) в линейное дифференциальное уравнение с переменными коэффициентами является процедура линеаризации в окрестности программного движения. Для возможности ее реализации необходимо выполнение следующих условий: в пределах участков, на которые разбивают

фазовый угол поворота $\varphi = 2\pi$, функции $\Pi(\varphi)$; $F(\varphi, t)$, $\frac{\partial F}{\partial \varphi}$ и первые три производные этих функций по φ должны быть непрерывными [5, 6, 7].

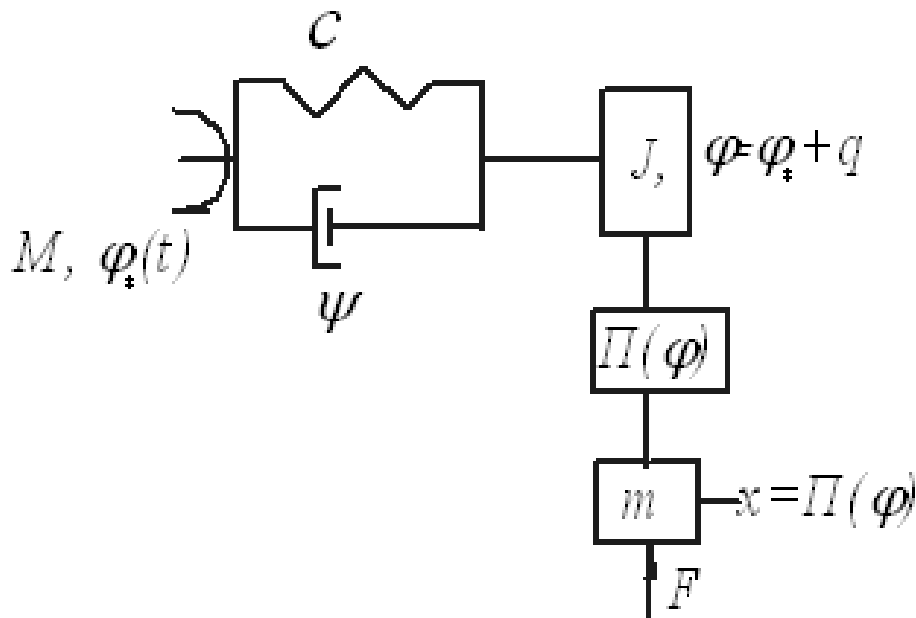


Рис. 1. Динамическая модель ВНА с нелинейной функцией $\Pi(\varphi)$ и упругим приводом: q – угловая деформация привода (зубчатой муфты и зубчатой передачи) приведенная к эксцентриковому валу; $\varphi_* = \omega t$ – «идеальный» угол поворота входного звена (двигателя); $\varphi = \varphi_* + q$ – угол поворота эксцентрикового вала с учетом крутильных колебаний; $F = F(\varphi, t)$ – технологическая нагрузка (от давления рабочей жидкости на плунжер); c, ψ – коэффициенты крутильной жесткости и рассеяния механической части привода; $x = \Pi(\varphi)$ – линейная координата ползуна.

Если эти условия выполняются, то нелинейные функции (3) раскладываются в ряд Тейлора по степеням малых q

$$\left. \begin{aligned} \Pi'(\varphi) &\approx \Pi'(\varphi_*) + \Pi''(\varphi_*)q; \\ \Pi''(\varphi) &\approx \Pi''(\varphi_*) + \Pi'''(\varphi_*)q; \\ F(\varphi, t) &\approx F(\varphi_*, t) + \frac{\partial F}{\partial \varphi}(\varphi_*, t)q. \end{aligned} \right\} \quad (8)$$

Процедура линеаризации в окрестности текущего значения фазового угла обеспечивает сохранение нелинейных свойств всех нелинейных функций относительно аргумента $\omega*$ и только малые угловые деформации q входят в выражения (8) линейно.

Подставим (8) в (7) и, выполнив некоторые преобразования с сохранением линейных членов относительно координаты q и ее производных, получим линейное уравнение с переменными коэффициентами [6, 7]

$$\ddot{q} + 2n(t)\dot{q} + k^2(t)q = W(t). \quad (9)$$

Переменные коэффициенты определяются:

- характеристика диссипации

$$n(t) = \frac{\psi k}{4\pi} + \frac{m \Pi'_* \Pi''_* \omega}{J + mJ'_*}; \quad (10)$$

- переменная собственная частота колебаний

$$k^2(t) = \frac{c(1 + \chi)}{J + m\Pi_*'^2} \approx \frac{c}{J + m\Pi_*'^2} \quad (11)$$

где $\chi = c^{-1}[m\omega^2(\Pi''_* + \Pi'_* \cdot \Pi'''_*) + \Pi''_* F_* + \Pi'_*(\frac{\partial F}{\partial \varphi})_*]$.

Обычно χ намного меньше единицы и этой величиной можно пренебречь [7].

- функция возмущения

$$W(t) = -\Pi'_*(m\omega^2 \Pi_*'^2 + F)(J_* + m\Pi_*'^2)^{-1} \quad (12)$$

В уравнениях (10), (11), (12) звездочкой обозначены функции при аргументе $\varphi = \varphi_*$.

Уравнение (9) позволяет исследовать вибрации в ВНА при учете упруго-диссипативных свойств (c, ψ) передаточных устройств привода и нелинейной функции $\Pi(\varphi)$ КПМ. Важно отметить, что свойство $\Pi'(\varphi) \neq const$, обуславливает непостоянство собственной частоты колебаний $k(t)$ даже при постоянных параметрах J и c .

Вибрационные искажения (динамические ошибки) идеальных кинематических характеристик x, \dot{x}, \ddot{x} [2], обусловленные упругими крутильными колебаниями в механической части привода, можно определить в первом приближении по зависимостям:

$$\left. \begin{aligned} \Delta x &= \Pi(\varphi_* + q) - \Pi(\varphi_*); \\ \Delta \dot{x} &= \omega \left\{ \left[1 + \frac{\dot{q}}{\omega} \right] \Pi'(\varphi_* + q) - \Pi'(\varphi_*) \right\}; \\ \Delta \ddot{x} &= \omega^2 \left\{ \left[1 + \frac{\dot{q}}{\omega} \right]^2 \Pi''(\varphi_* + q) - \Pi''(\varphi_* + q) \frac{\ddot{q}}{\omega^2} - \Pi''(\varphi_*) \right\}. \end{aligned} \right\} \quad (13)$$

В уравнениях (13) $\varphi_* = \omega t$; q – угловая деформация привода, приведенная к эксцентриковому валу КПМ.

Формирующиеся при этом реактивные силы и вращающий момент, обусловленные динамическими характеристиками КПМ (J, m, c) и вибрационными искажениями

(13), характеризуют виброактивность ВНА, порождаемую упругими крутильными колебаниями механической части привода насоса, см. рис. 1.

Если в динамической модели ВНА учесть переменный момент инерции $J_* = \tilde{J}(\varphi_*)$, то уравнение динамики также имеет вид (9). Однако, в этом случае, переменные коэффициенты уравнения (9) и функция возмущения описываются выражениями [7]

$$\left. \begin{aligned} n(t) &= \frac{\varepsilon + \omega J_*'}{2J_*}; \\ k^2(t) &= \frac{c}{J_*} \left(1 + \frac{\omega^2}{2c} J_*'' + \frac{M_*'}{c} \right); \\ W(t) &= -\frac{1}{J_*} (0,5\omega^2 J_*' + M_*). \end{aligned} \right\} \quad (14)$$

В выражениях (14) $M_* = M(\varphi_*, t)$, штрихом обозначены производные по φ .

Вибрационные процессы, обусловленные периодическим изменением приведенного момента инерции ВНА с КПМ можно исследовать на базе уравнений (9) и (14), с учетом упруго-диссипативных свойств механической части привода.

Если пренебречь упруго-диссипативными свойствами зубчатой передачи ($c \approx \infty$; $\varepsilon \approx 0$), но учесть динамическую характеристику приводного электродвигателя, то ММ крутильных колебаний ВНА можно также представить линеаризованным дифференциальным уравнением с переменными коэффициентами [6, 7, 8]

$$\ddot{\tilde{\omega}}_\delta + 2n(t) \dot{\tilde{\omega}}_\delta + k^2(t) \tilde{\omega}_\delta = W(t) \quad (15)$$

В линеаризованном дифференциальном уравнении (15) второго порядка относительно переменной составляющей скорости двигателя $\ddot{\tilde{\omega}}_\delta$ переменные коэффициенты и функция возмущения определяются по выражениям:

$$\left. \begin{aligned} n(t) &= 0,5 \left[\frac{1}{T_\gamma} + \omega_\delta^* \frac{J_*'}{J_*} \right]; \\ k^2(t) &= \frac{1}{J_*} \left[(\nu T_\gamma \omega_\delta^*)^{-1} + J_*' \omega_\delta^* T_\gamma^{-1} + 1,5 J_*'' \omega_\delta^{*2} \right]; \\ W(t) &= -\frac{1}{J_*} \left[\frac{\tilde{M}_c}{T_\gamma} + \dot{\tilde{M}}_c + \omega_\delta^{*2} \frac{J_*'}{2T_\gamma} + \omega_\delta^{*3} \frac{J_*}{2} \right]. \end{aligned} \right\} \quad (16)$$

В выражениях (16) обозначены: $T_\gamma = (\omega_c S_k)^{-1}$ - электромагнитная постоянная времени двигателя; ω_δ^* - усредненная за период угловая скорость двигателя; $\nu = \frac{S_k}{2M_k}$ -

крутизна статической характеристики двигателя; $\tilde{M}_c, \dot{\tilde{M}}_c$ - переменная составляющая момента сил сопротивления и первая ее производная;

Штрихами обозначены производные по углу поворота $\varphi = \omega_\delta^* t$.

Математическая модель ВНА, представленная уравнениями (15) и (16) позволяет исследовать вибрационные процессы, обусловленные крутильными колебаниями рото-

ра электродвигателя и периодическими изменениями момента инерции насоса при возмущениях, соответствующих установившимся режимам работы ВНА.

Если положить $J_*(\varphi) = const$, уравнения (16) значительно упрощаются, а уравнение (15) превращается в линеаризованное уравнение с постоянными коэффициентами. Этим условиям отвечает частный случай $k(t) = const$, соответствующий собственной частоте колебаний электродвигателя ВНА без учета $\tilde{J}(\varphi) \neq 0$, рассмотренный в работе [8].

Выводы и направления дальнейших исследований.

Предложенные математические модели ВНА базируются на линеаризованных дифференциальных уравнениях второго порядка с переменными коэффициентами и учитывают бигармоническую функцию положения ведомого звена. В качестве обобщенной координаты можно последовательно принимать физическую величину, которая характеризует основную причину исследуемого вибрационного процесса в системе. Методы линеаризации и решения дифференциальных уравнений должны выбираться с учетом решаемых задач, видов нелинейностей и характера изменения параметров.

В дальнейшем планируется реализация рассмотренных математических моделей ВНА, для поэтапного исследования вибрационных процессов различной природы.

Библиографический список

1. Гуляев К. В. Математическая модель привода высоконапорного насосного агрегата для гидросистемы механизированных крепей // Наукові праці ДонНТУ. Серія: "Гірничо-електромеханіка". Випуск №83 Донецьк, 2004. - С. 121-128.
2. 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
3. Анохина С. А., Гуляев В. Г. Анализ и систематизация источников вибрации высоконапорных насосных агрегатов и некоторые пути снижения их виброактивности. // «Механика жидкости и газа»/ Материалы VI Международной научно-технической студенческой конференции. – Донецк: ДонНТУ, 2007. – С. 5-11.
4. 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.
5. Вульфсон И.И., Коловский М.З. Нелинейные задачи динамики машин// Л.: «Машиностроение», 1968. – 284с.
6. Вульфсон И.И. Динамические расчеты цикловых механизмов. Л.: Машиностроение, 1976. – 328с.
7. Вульфсон И.И. Колебания машин с механизмами циклового действия. Л.: Машиностроение, 1990. – 309 с.
8. Гуляев В. Г., Гуляев К. В., Анохина С.А. Крутильные колебания в электромеханическом приводе насосного агрегата и некоторые способы их устранения // Вісті Донецького гірничого інституту, №1, 2008. – С. 34 – 43.

© Гуляев В. Г., Анохина С. А., 2008

УДК 622.035.4

КОСТЕНКО В.К., БОКИЙ А.Б., ШЕВЧЕНКО Е.В. (ДонНТУ)

ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЕ МЕТАНА В ГОРНОМ МАССИВЕ ПОД ВЛИЯНИЕМ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Раскрыт механизм перераспределения содержащихся в горном массиве углеводородных газов, преимущественно метана, под влиянием очистных работ. Сформулированы задачи, решение которых позволит обеспечить безопасные условия труда в горных выработках и улучшить экологическую обстановку на поверхности.

Выделяющийся из газоносных массивов метан является не только причиной газирования выработок, пожаров, взрывов и внезапных газоуглепородных выбросов, он также относится к числу «парниковых» газов. При этом его негативное воздействие проявляется в 21 раз сильнее, чем наиболее распространенного из них диоксида углерода. Кроме метана в месторождениях содержится более сложные углеводородные соединения и водород. Известно, что содержащиеся в разрабатываемом углепородном массиве газы являются ценным энергетическим и химическим сырьем. Запасы шахтных горючих газов оцениваются специалистами как третий-четвертый энергетический ресурс Украины.

Несмотря на проводимые длительные и многочисленные исследования в настоящее время отсутствует достаточно надежные методики не только количественной, но и качественной оценки баланса метана в разрабатываемом горном массиве и его воздействия на окружающую шахту природную среду. Согласно действующим нормативным документам оценивают только ту часть метановых запасов, которая может выделяться в пределах добычного участка в период его отработки. Процессы газопереноса в пределах горного отвода шахты как во время разработки месторождения, так после окончания исследованы недостаточно. В связи с этим разработка способов и средств управления путями поступления и количеством выбрасываемого в атмосферу шахтного газа представляют собой важную экологическую и техническую задачу. В настоящей работе сделана попытка представить качественную картину перераспределения метана в окружающей месторождение природной среде под влиянием очистных работ.

Углеводородные газы, содержатся в угольных пластах в четырех основных состояниях: свободном, сорбированном, газокристаллическом и в газоугольном твердом растворе[1]. При изменении под влиянием горных работ напряжений и деформаций массива, и сопутствующего этому изменению энергетики твердого вещества (угля и пород), метан переходит из сложных форм состояния в наиболее простую – свободную [2].

В пределах горных отводов горнодобывающих предприятий можно выделить следующие места образования и сосредоточения свободного метана:

- природные скопления («газовые ловушки», «сладкие точки») в нетронутым горными работами углепородном массиве.
- угольные пласты и слои газоносных пород в области влияния горных работ;
- отработанные участки массива, из которых извлечены промышленные запасы угля;
- коллекторы подземных вод с растворенными в них газами.

Качественное представление перераспределения метана под влиянием очистных работ (табл.1) показывает, что некоторая его часть может быть каптирована дегазаци-

онными системами и утилизирована в качестве моторного топлива, для выработки электрической, тепловой энергии или в других целях.

Свободный газ способен перемещаться в трещиноватом пористом горном массиве, особенно вблизи горных выработок. Из-за низкой проницаемости массива массоперенос может длиться десятилетиями. Основные виды миграции метана в горном отводе шахты:

- диффузия (молекулярная, фольмеровская, кнудсеновская и броуновская) сквозь пористую среду угольного пласта;
- фильтрация по макропорам, трещинам и пустотам в массиве вдоль вектора градиента давления газа;
- ламинарное и турбулентное движение в полостях массива, трубопроводах и выработках под напором, создаваемым вентиляционными установками или вакуум-насосами, а также под действием гравитации или тепловой депрессии.

Таблица.1. Перераспределение шахтного метана в результате ведения горных работ

Положение относительно горной выработки:	толща пород кровли		пласт		толща пород почвы	
Фазовое состояние газоносной среды	твердая		газовая		жидкая	
Перераспределение при отработке месторождения в:	отбитую горную массу	трещиноватый массив	газовые потоки		шахтную воду	
			вентиляционные	дегазационные		
Каналы движения	транспорт горной массы		трещины	Выработки (скважины)	трубопроводы	
Побудители движения	давление свободного газа	депрессия		подача насосов		гравитационные силы
		общешахтная	тепловая	вакуумных	водоотливных	
Конечное распределение в:	утилизационную установку		атмосферу	грунт, воду		недра (остаток)

Практика отработки угольных месторождений позволила установить основные пути выделения метана в окружающую среду:

- из обнаженных поверхностей разрабатываемого пласта и окружающего его породного массива в горные выработки (вентиляционную струю);
- из отбитых от массива кусков угля и породы в выработки (вентиляционную струю) или атмосферу (на поверхности);
- по трещинам, порам разуплотненных пород и другим каналам из подработанного и надработанного массива в дегазационные скважины или в выработанное пространство;
- через геологические нарушения, трещины, поры в выработанном горном массиве в верхние слои почвы и на поверхность;
- с водными растворами в горные выработки и в водоносные горизонты.

Содержащийся в нетронутым массиве в различных формах метан в процессе разработки угольного месторождения переходит в свободное состояние и распределяется следующим образом (рис.1):

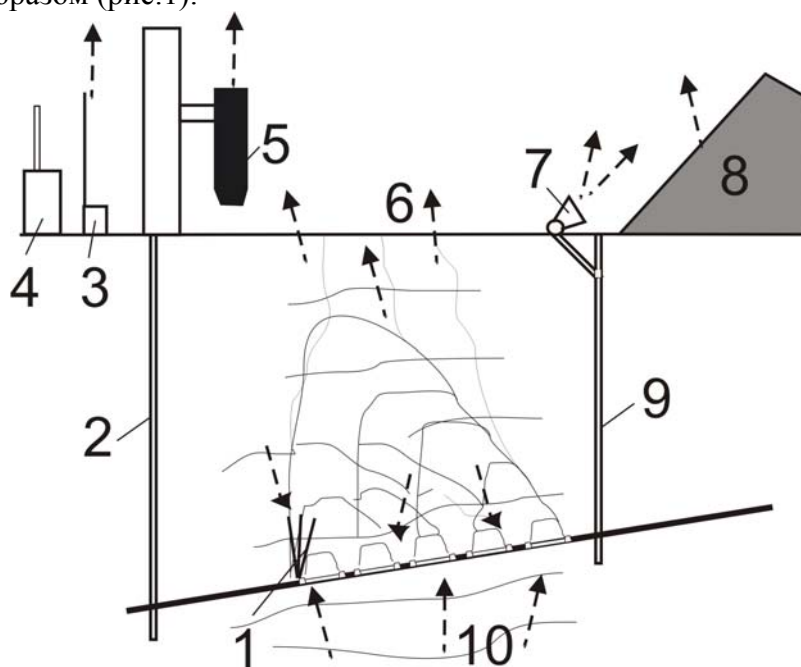


Рис.1. Схема потоков шахтных газов: 1 – каптаж дегазационными скважинами; 2 – перенос по горным выработкам с горной массой и водой; 3 – вакуум-насосная установка; 4 –утилизационная установка; 5 – выделение из угля в бункерах и на складах; 6 – выделение из грунтов; 7 – выбросы с вентиляционными потоками; 8 – выделение из породных отвалов; 9 – перенос по горным выработкам с вентиляционной струей; 10 - остаточный метан в недрах

- выделяется из углепородного массива и смешивается с воздушными вентиляционными струями в горных выработках;
- перемещается с отбитой горной массой и откачиваемой водой;
- улавливается подземными дегазационными системами и движется по подземным трубопроводам;
- каптируется поверхностными скважинами и движется по наземным трубопроводам;
- мигрирует в горном массиве и уходит в атмосферу через аэродинамические связи с поверхностью;
- остается в «газовых ловушках» и консервируется в недрах.

На практике часто происходит смешивание потоков. Так метан выделяется из транспортируемой по выработкам отбитой горной массы в вентиляционный воздушный поток, ухудшая газовую обстановку в горных выработках. Отводимую из выработанных пространств с помощью газоотсасывающих местных вентиляционных установок метановоздушную смесь также нередко разбавляют воздухом до безопасного состояния.

Существенное значение имеет продолжительность процесса выделения газов из разрабатываемого горного массива. Условно принято различать «быстрый» и «медленный» виды метана. Критерием этого разделения является продолжительность выделения газов в действующие горные выработки. В свою очередь длительность газовыделения зависит от условий фильтрации газа в выработки. Наилучшие условия для выделе-

ния «быстрых» газов в горные выработки существуют на свежееобнаженных в процессе подготовительных и очистных работ поверхностях угля и газоносных пород, а также при развитии техногенной трещиноватости вблизи подготовительных и очистных выработок [3]. При этом дегазируются угольные пласты и прилегающие к ним породные слои, находящиеся в непосредственной близости от очистной выработки, и образующегося над ее выработанным пространством свода полных сдвижений горных пород кровли (рис. 2).

«Медленные» газы поступают из периферийных участков находящегося в области влияния горных работ массива, а также из спрессованной осевшими породами «сердцевины» свода полных сдвижений. Этот процесс определяется как длительностью формирования трещиноватости так и протяженностью маршрутов фильтрации газов. Кроме того, в формировании «медленных» газов существенную роль выполняют процессы диффузии, эффузии, десорбции и другие, зависящие от градиента газового давления, температуры среды, размеров обособленных трещинами породных блоков, пор и трещин и другие. В связи с этим соотношение между «медленной» и «быстрой» составляющими не является постоянным, оно определяется, в первую очередь, темпами ведения очистных работ. Очевидно, что интенсификация очистных работ способствует увеличению «медленной» составляющей газового баланса, в то же время «быстрые» газы в большей степени поддаются улавливанию, а поступающая в вентиляционную струю их часть - регулированию.

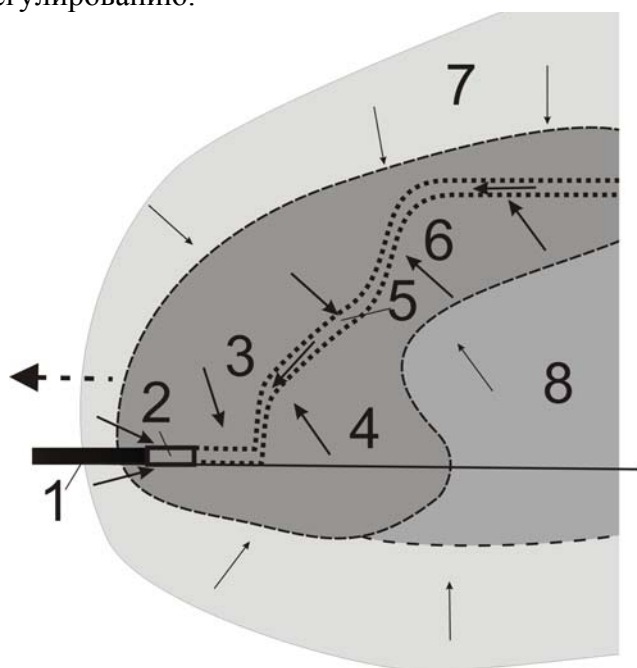


Рис.2. Механизм дегазации углегазового массива вблизи очистной выработки: 1- пласт; 2- очистная выработка; 3 – консоль зависших пород кровли; 4 – свод обрушения пород кровли; 5 – перемещающаяся вслед за забоем полость трещин обрушения; 6 – область выделения «быстрого» метана; 7 и 8– области сосредоточения «медленного» метана соответственно в не разрушенном массиве и в породах свода полных сдвижений

Следует обращать особое внимание на «медленный» метан, который при интенсивной отработке пластов усиливается как фактор опасности, в связи с тем, что интенсивность его выделения и пути миграции трудноуправляемы. При дегазации мест ведения горных работ и утилизации шахтного метана производят улавливание как «быстрого», так и «медленного». Извлечение «медленного» газа сопряжено с динамикой газо-

вой среды на значительных выработанных пространствах, там происходит смешивание горючих газов с воздухом и образование взрывопожароопасных смесей. Широкое распространение дегазации (подземными и поверхностными скважинами) и газоотсоса значительно расширило область распространения взрывопожароопасных пылегазовоздушных смесей в сети горных выработок и прилегающих выработанных пространств. Противоречие заключается в том, что область пылегазового контроля осталась неизменной. При традиционных ранее используемых технологиях угледобычи такие процессы происходили в значительно меньших масштабах, а, следовательно, аварийная опасность была значительно ниже.

В свете изложенного, актуальным представляется вопрос о максимальном превращении общего количества содержащегося в массиве газа в «быструю» его составляющую с соответствующим ее каптажем и утилизацией. Кроме того, возникла необходимость разработки мер по управлению потоками «медленного» метана, что позволило бы повысить эффективность его утилизации и безопасность труда горнорабочих.

Заслуживают внимания экологические аспекты, связанные с перераспределением шахтных газов в пространстве. Основная масса выделяющихся в выработки газов, которая достигает 80% от их общего количества, выносится из шахт вентиляционными струями. Это способствует развитию парникового эффекта и является растранижением энергетического и химического сырья. Известны успешные эксперименты по получению теплоты при каталитическом сжигании содержащегося в вентиляционном шахтном воздухе метана.

В результате каптажа и утилизации рудничного газа в качестве энергоносителя проводят преобразование его химической в тепловую, а затем в механическую электрическую и другие виды энергии. Метан и другие углеводороды окисляются до менее вредного диоксида углерода, который необходим в процессе фотосинтеза кислорода содержащими хлорофилл живыми клетками, хорошо растворяется в воде, активно участвует в образовании минералов. Поэтому даже сжигание в виде факела уловленного дегазационными системами газа приносит относительный экологический эффект по сравнению с выбрасыванием его в атмосферу.

Значительная часть газа выносится с выдаваемой из шахты горной массой и постепенно выделяется из нее в атмосферу (см. рис.1), способы извлечения и утилизации этих газов преимущественно находятся в стадии опытной эксплуатации. Выделяющийся из горной массы газ вновь поступает в вентиляционную струю, снижая безопасность работ в горных выработках, особенно при интенсивной отработке пластов.

Не используется откачиваемая вода как носитель улавливаемого газа. Кроме того, остающийся в выработанном пространстве метан мигрирует через трещины в массиве к поверхности и поступает в атмосферу. Есть основания полагать, что продолжительность этого медленного процесса исчисляется десятками лет, а расход выделяющегося газа исчисляется миллионами кубометров. Известны технические решения по недопущению почвенного метана в подвальные помещения зданий, однако они не препятствуют его проникновению в атмосферу.

Таким образом, проведенный анализ позволяет сделать следующие выводы.

1. Получено представление о механизме перераспределения содержащихся в горном массиве углеводородных газов, преимущественно метана, под влиянием очистных работ. Основные объемы метана поступают на поверхность в составе выдаваемых из шахты вентиляционной струи, горной массы, откачиваемой воды, а также выделяющегося в течение продолжительного периода почвенного газа.

2. Для обеспечения безопасных условий труда и улучшения экологической обстановки на поверхности важной представляется задача увеличения доли «быстрого»

газа наряду с интенсификацией горных работ. Увеличение доли «медленного» метана при интенсивной отработке запасов приводит к снижению безопасности горных работ.

3. Важной (безопасность и экология) представляется задача улавливания газов, выделяющихся из горной массы, особенно при интенсивной отработке пластов.

4. Снижение в недрах уровня остаточного метана позволит сократить выделение почвенного метана и также улучшить состояние природной среды.

Библиографический список

1. **Костенко В.К., Бокий А.Б., Шевченко Е.В.** Влияние очистных работ на процесс выделения метана из породного массива/Вісті Донецького гірничого інституту, Донецьк: ДВНЗ „ДонНТУ”, 2007.- №2.- С 36-43.

2. **Малышев Ю.Н., Трубецкой К.Н., Айруни А.Т.** Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов. -М.: Изд-во Академии горных наук, 2000.-519 с.\

3. **Костенко В.К., Завьялова Е.Л.** Особенности динамики газов в разрушенных горных породах/Доклады 10-й сессии международного бюро по горной теплофизике. Польша, Гливице. 2005.- С.43-50.

© Костенко В.К., Бокий А.Б., Шевченко Е.В., 2008

УДК 343

КРУПКА А.А., ДУЗЬ Л.Е., КРИВЧЕНКО Ю.А., БЕЛОГУРОВА Е.Ю. (Донецкий НИИ судебных экспертиз)

УСТОЙЧИВЫЕ ФОРМЫ ПРОВЕДЕНИЯ СУДЕБНЫХ ИНЖЕНЕРНО-ТЕХНИЧЕСКИХ ЭКСПЕРТИЗ НА ПРИМЕРЕ ГОРНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ ЭКСПЕРТИЗЫ

На основе анализа теории и практики проведения судебных горно-технических экспертиз на угольных шахтах Украины выделен универсальный перечень вопросов, наиболее часто решаемых ими, который может использоваться следственными и судебными органами при постановке задач судебным экспертам как унифицированный алгоритм назначения и проведения экспертных исследований чрезвычайных ситуаций, связанных с нарушениями положений охраны труда в промышленности.

В классе судебных инженерно-технических экспертиз выделены, в частности, два их рода: инженерно-технические в области охраны труда и безопасности жизнедеятельности и горно-технические экспертизы [1], которые по своим теоретическим (методологическим) основам весьма близки.

Анализ теории и практики назначения и проведения, например, судебных горно-технических экспертиз (СГТЭ) на угольных шахтах Украины показал следующее.

СГТЭ органически вписались в теорию экспертного познания материальных следов-отображений [2, 3]. В их рамках успешно решаются идентификационные, диагностические и ситуационные экспертные задачи с широким использованием методов моделирования, судебной идентификации и диагностики, ситуационного, инженерно-логического, корреляционного анализов, нормативистских исследований и других общеметодологических и прикладных способов познания.

Обычно при проведении исследований судебным горно-техническим экспертом анализируется нормативная база (законодательные и нормативно-правовые акты по охране труда, правила безопасности, руководства, инструкции, специальные книги и

журналы, мероприятия, предписания, наряд-путевки и другая нормативная и техническая документация), изучается процесс функционирования производственного комплекса, в том числе механизм возникновения, развития и осложнения чрезвычайной ситуации техногенного характера в подземных условиях горного предприятия (аварии, несчастного случая), устанавливается взаимосвязь различных обстоятельств, определяются доминирующие факторы и технические причины формирования рассматриваемого события и выявляются неадекватные действия работников, которые привели к происшествию. При этом учитываются характер и место аварии или несчастного случая, горно-геологические и горно-технические условия шахты и аварийного участка, применяемые техника и технология, количество застигнутых чрезвычайной ситуацией людей и др. Согласно анализу практической деятельности экспертов в области горного дела, СГТЭ проводятся по следующей схеме, рекомендованной в монографии [3]:

- этап 1 – подготовительный (предварительное исследование);
- этап 2 – основное исследование, включающее аналитическую, сравнительную и синтезирующую стадии;
- этап 3 – заключительный.

На этапе предварительных исследований судебный горно-технический эксперт знакомится с предоставленными ему материалами и объектами, уясняет экспертную задачу и составляет план дальнейшей работы.

На втором этапе СГТЭ чаще всего применяется метод ситуационного анализа с использованием комплексного подхода (на базе системно-структурного, инженерно-логического и вероятностно-статистического анализов) и оперативно-информационной модели рассматриваемой чрезвычайной ситуации [3]. На аналитической стадии основных исследований - в ходе изучения предоставленных судебному горно-техническому эксперту материалов дела - им, как правило, разрабатывается воображаемая динамическая модель чрезвычайной ситуации на предприятии горной промышленности. Здесь эксперт мысленно воспроизводит последовательность стадий возникновения, развития, осложнения происшествия, действий (бездействий) его участников, определяет природные, организационные и технические факторы, а также причины, которые обусловили возникновение события. После этого эксперт формирует идеальную модель, то есть идеальную функциональную систему горного предприятия или его структурного элемента (выемочного или подготовительного участка, транспортной линии, отдельного производственного объекта, механизма, рабочего места и т. д.), в которой определенные действия работников и функционирование горных машин отвечают нормативной базе, требуемым организационным, технологическим, техническим и эксплуатационным параметрам и не могут привести к чрезвычайной ситуации - техногенной аварии, производственному травмированию, профессиональному заболеванию. В конечном итоге на базе идеальной модели устанавливаются надлежащие действия и поведение в нормальных и экстремальных подземных условиях трудящихся, которые соответствуют требованиям охраны труда. Как правило, на практике идеальная модель разрабатывается и фиксируется в заключении эксперта (специалиста) в виде перечня нормативно-правовых актов по охране труда, которые регламентируют действия причастных к рассматриваемой чрезвычайной ситуации лиц, с указанием и раскрытием смысла требуемых разделов, пунктов, параграфов и т. п. На сравнительной стадии второго этапа СГТЭ воображаемая динамическая модель чрезвычайной ситуации сравнивается с ее идеальной моделью. Используя результаты сравнительного анализа вышеуказанных моделей, эксперт создает оперативно-информационную исследовательскую модель, с использованием которой адекватные действия работников сопоставляются с их фактическим поведением и выявляются доминирующие в техническом отношении причинно-следственные зависимости обнаруженных неадекватных действий с наступившими по-

следствиями. Эта общая модель является информационной, поскольку отображает основные признаки изучаемого объекта, несет информацию о нем. Кроме того, она - оперативная вследствие того, что содержит совокупность познавательных операций, которые определяют ход решения поставленных перед судебной экспертизой проблем. Следовательно, формированию определенного варианта решения изучаемого экспертом вопроса на практике всегда предшествует мысленно воссозданная им оперативно-информационная модель рассматриваемой чрезвычайной ситуации (техногенной подземной аварии, несчастного случая). На третьей (синтезирующей) стадии основного исследования проводится оценка результатов этого наиболее важного и трудоемкого этапа экспертизы.

На заключительном этапе СГТЭ осуществляется оценка всех результатов изысканий и формулируются окончательные выводы.

В конечном итоге результаты судебной горно-технической экспертизы оформляются в виде специального процессуального документа - заключения эксперта, при проведении экспертного исследования – заключения специалиста [1].

Круг решаемых судебным горно-техническим экспертом проблем обычно весьма широк. Наиболее типовые из них можно объединить в следующие группы [3...5]:

- верификация вида техногенной аварии на горном предприятии, установление ее причин и обстоятельств, а также степени тяжести материально-технических и экологических последствий;
- выявление технических причин нарушений технологического горного процесса;
- определение соответствия фактических условий эксплуатации горных машин, механизмов, оборудования, инструментов требованиям нормативно-технической документации, их технического состояния и пригодности к выполнению конкретных технологических и технических операций;
- выявление дефектов горных машин, оборудования и механизмов, технических причин и времени их возникновения;
- установление соответствия квалификации субъекта технологического процесса характеру выполняемой им работы;
- определение объективной возможности исполнения определенных действий в заданных горно-геологических и горно-технических условиях;
- выявление недостатков организационно-технического характера в производственном процессе горного предприятия;
- установление соответствия условий работы на горном предприятии и конкретном рабочем месте положениям охраны труда и техники безопасности;
- определение обстоятельств, которые способствовали профессиональному заболеванию, производственному травматизму или аварии на предприятии горной промышленности;
- выявление последовательности явлений, которые привели к чрезвычайной ситуации на шахте;
- установление качества применяемых материалов и инструментов относительно безопасности ведения конкретного вида горных работ;
- определение природных или горно-геологических явлений, которые могли обусловить возникновение исследуемого события, сыграл ли какую-то роль человеческий фактор в его возникновении;
- оценка адекватности действий лиц, причастных к происшествию, данной производственной ситуации;
- установление соответствия поведения причастных к событию лиц требованиям нормативно-правовой и технической документации, регламентирующей действия гор-

няков и инженерно-технических работников в нормальных и экстремальных производственных условиях;

- выявление действий (бездействий) лиц, не соответствующих требованиям нормативно-правовой и технической документации и которые с технической точки зрения находятся в прямой (непосредственной) причинной связи с наступлением происшествия или осложнением и развитием негативных последствий рассматриваемой чрезвычайной ситуации.

Отмеченное многообразие решаемых в рамках СГТЭ проблем целесообразно свести к перечисленным ниже четырем основополагающим аспектам, то есть весь спектр задаваемых судебным горно-техническим экспертам вопросов можно привести к единому универсальному их перечню [6]:

1. Каковы причины возникновения чрезвычайной ситуации?
2. Требования каких нормативно-правовых актов по охране труда регламентируют действия лиц, причастных к рассматриваемому происшествию?
3. Кто допустил и какие отступления от требований нормативно-правовых актов по охране труда?
4. Кто из лиц, причастных к событию, располагал технической возможностью предотвратить наступление чрезвычайной ситуации, что для этого они должны были предпринять и чьи действия (бездействия) с технической точки зрения находились в прямой (непосредственной) причинно-следственной связи с возникшим происшествием и его негативными последствиями?

Это тот минимально необходимый и достаточный объем исходных данных, которые следует собрать, изучить и проанализировать эксперту с целью разработки оперативно-информационной модели практически любой чрезвычайной ситуации, связанной с нарушениями правил и норм охраны труда на промышленном производстве. Безусловно, в каждом конкретном случае предлагаемый унифицированный перечень может быть расширен другими вопросами, уточняющими отдельные нюансы исследуемой чрезвычайной ситуации, однако этот типовой алгоритм назначения и проведения экспертных исследований останется неизменным для подавляющего большинства инженерно-технических экспертиз, в первую очередь горно-технической и в области охраны труда и безопасности жизнедеятельности. Поэтому вышеприведенный унифицированный перечень, состоящий из четырех универсальных вопросов, целесообразно использовать следственным и судебным органам как методическую основу при постановке задач на производство различных видов судебных инженерно-технических экспертиз по охране труда на промышленных объектах.

Таким образом, анализ теории и практики назначения и проведения судебных горно-технических экспертиз в Украине позволил установить унифицированный перечень вопросов, который вполне достаточен для полного и качественного проведения большого количества различных экспертных инженерно-технических исследований чрезвычайных ситуаций, связанных с нарушениями требований охраны труда в промышленности.

Библиографический список

1. Інструкція про призначення та проведення судових експертиз та експертних досліджень: Затверджена наказом Міністерства юстиції України № 53/5 від 08.10.98 (у редакції наказу Міністерства юстиції України № 144/5 від 30.12.04), зареєстрована в Міністерстві юстиції України 19.01.05 за № 61/10341.
2. Дружинин Г.М., Бордюгов Л.Г., Кривченко Ю.А. Судебная горно-техническая экспертиза в структуре криминалистического учения о связях взаимодействия// Теория та практика судової експертизи і криміналістики: Збірник науково-практичних матеріалів/ Харківський науково-дослідний інститут су

дових експертиз ім. Засл. проф. М.С. Бокаріуса, Національна юридична академія України ім. Ярослава Мудрого. – Харків: Право, 2004. – Вип. 4. – С. 48-53.

3. Судова гірничотехнічна експертиза: Організаційні та методичні основи/ **Бордюгов Л.Г., Дружинін Г.М., Дузь Л.Є.** та ін. – Донецьк: Донеччина, 2005. – 429 с.

4. Исследования аварий техногенного характера и несчастных случаев на предприятиях угольной промышленности - новый вид исследований в экспертных учреждениях системы Министерства юстиции Украины/ **Кирьянов Ю.А., Бордюгов Л.Г., Крупка А.А., Дузь Л.Е., Кривченко Ю.А.**// Актуальные вопросы судебной экспертизы и криминалистики: Сб. научно-практических материалов. - Харьков: Право, 1998. - С. 205-208.

5. Дузь Л.Е., Кривченко Ю.А. Доминирующие факторы, влияющие на проведение судебных горно-технических экспертиз результатов воздействий производственных опасностей угольных шахт// Теорія та практика судової експертизи і криміналістики: Збірник науково-практичних матеріалів/ Харківський науково-дослідний інститут судових експертиз ім. Засл. проф. М.С. Бокаріуса, Національна юридична академія України ім. Ярослава Мудрого. – Харків: Право, 2005. – Вип. 6. – С. 319-323.

6. Некоторые аспекты унификации судебных инженерно-технических экспертиз по охране труда на примере горно-технической экспертизы/ **А.А. Крупка, Л.Е. Дузь, Ю.А. Кривченко, Л.Г. Бордюгов**// Теорія та практика судової експертизи і криміналістики: Збірник науково-практичних матеріалів/ Харківський науково-дослідний інститут судових експертиз ім. Засл. проф. М.С. Бокаріуса, Національна юридична академія України ім. Ярослава Мудрого. – Харків: Право, 2007. – Вип. 7. – С. 312-316.

© Крупка А.А., Дузь Л.Е., Кривченко Ю.А., Белогурова Е.Ю., 2008

УДК 622:004.92

СТРЕЛЬНИКОВ В.И. (ДонНТУ)

КОМПЬЮТЕРНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРИ ИЗУЧЕНИИ КУРСОВ ГОРНЫХ ДИСЦИПЛИН

Изложен опыт использования компьютерных технологий при изучении студентами специальных дисциплин горного цикла в университете – «Технология подземной разработки угольных месторождений», «Процессы подземных горных работ», «Основы горного дела». Приведен перечень разработанных компьютерных программ.

Освоение студентами курсов «Технология подземной разработки» и «Процессы подземных горных работ» связано с достаточно большим объемом вычислений и графических построений. Студент получает сведения о параметрах горных работ, условиях применения той или иной технологической схемы, того или иного вида и типа оборудования и т.п. Зачастую параметры горных работ зависят от природных и технических факторов. Задача преподавателя состоит в том, чтобы не только сообщить студенту инструктивные сведения, а и обеспечить ему понимание сущности и степени влияния этих факторов и в этом ему могут помочь современные компьютерные технологии. Они позволяют перейти от выполнения инструкций и указаний к анализу условий и сознательному принятию решений в конкретных условиях.

В 1998 году совместно горным институтом и институтом международного сотрудничества университета при активном участии профессора Сапицкого К.Ф, тогда заведующего кафедрой, была создана группа студентов-горняков с преподаванием специальных дисциплин на немецком языке и широким использованием в учебном процессе компьютерных технологий. За это время указанные выше курсы дисциплин практически полностью обеспечены учебно-методическими компьютерными программами, позволяющими повысить эффективность обучения.

Эффект внедрения компьютерных технологий, на наш взгляд, состоит в следующем:

- в уменьшении затрат времени студента на производство математических вычислений и за счет этого высвобождение учебного времени для анализа влияния отдельных факторов на искомые параметры;
- замене, в некоторых случаях, физического моделирования выполнения отдельных процессов графическим компьютерным моделированием;
- организации компьютерного тестирования и самотестирования знаний студентов;
- использовании возможностей средств компьютерной графики при выполнении курсового и дипломного проекта;
- визуализации излагаемого материала мультимедийными средствами при изучении курса «Основы горного дела».

Указанные достоинства компьютерных технологий рассмотрим на конкретных примерах.

Анализ влияния природных и технических факторов на величину параметров горных работ.

В большинстве случаев при изложении материала студенту даются сведения об области применения той или иной технологии. Например, изучая раздел «Подготовка шахтного поля» студент узнает, что этажный способ при разработке пологих пластов применяется при «небольших размерах шахтного поля по простиранию». Часто называется размер шахтного поля 4 км – 5 км. У студента, естественно, возникает вопрос, а какие природные и технические факторы влияют на этот показатель и какова степень их влияния. Использование компьютерных программ позволяет студенту за 2 часа лабораторной работы с программой «Vorrichtung» не только установить лучший способ подготовки пласта в конкретных условиях, но и проследить соотношение затрат при разных способах подготовки в зависимости от природных и технических факторов, сделать соответствующие заключения о влиянии факторов (рис. 1).

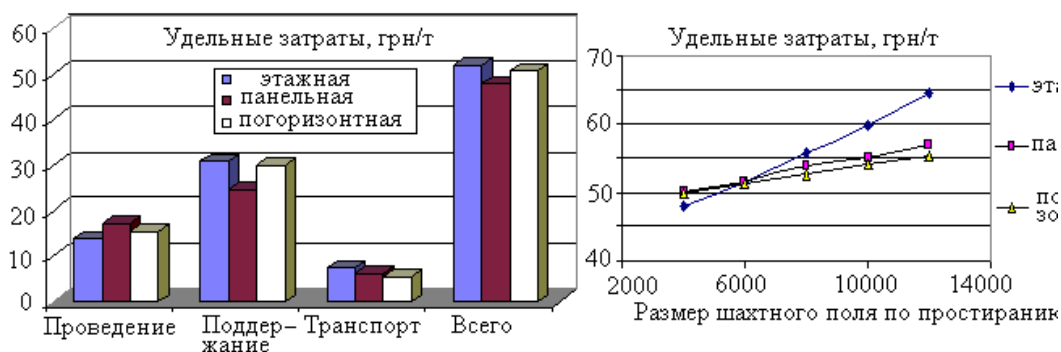


Рис. 1. Пример расчетов по программе «Vorrichtung»

При изучении темы «Системы разработки» студент использует программу «VAV_КР». Программа реализует экономико-математическую модель затрат по выемочному участку, позволяет установить в конкретных горно-геологических и горно-технических условиях соотношение между величиной удельных затрат и провести анализ влияния этих условий на соотношение затрат при различных системах разработки. Общий вид экономико-математической модели затрат по выемочному участку представлен уравнением (1).

$$c = \frac{\sum_1^n K_i + \sum_1^p R_i + \sum_1^k G_i + K_{МД}}{Z_{yч}} + \frac{\sum_1^t k_{oxpi}}{D_i} + c_{оч} + c_{ном} + c_{дег}, \text{ грн/т}, \quad (1)$$

$\sum_1^n K_i$ - затраты на проведение “н” участковых выработок (Транспортная и вентиляционная выработки, разрезная печь и т.д.), грн; $\sum_1^p R_i$ - затраты на поддержание „р“ участковых выработок (транспортная и вентиляционные выработки), грн; $\sum_1^k G_i$ - затраты на транспорт угля и вспомогательный участковый транспорт, грн; $K_{МД}$ – затраты на монтаж и демонтаж оборудования в лаве, грн; $Z_{yч}$ – запасы угля на участке, т; $\sum_1^t k_{oxpi}$ - затраты на сооружение средств охраны участковых выработок, грн/м; D_i – запасы угля на 1 метре длины выемочного участка, т; $c_{оч}$ – внутрилавные эксплуатационные расходы, грн/т; $c_{ном}$ – ущерб от потерь угля в целиках, грн/т; $c_{дег}$ - затраты на дегазацию, грн/т.

Для выемочного участка, который имеет только 2 участковые подготовительные выработки, элементы модели выглядят как

$$\sum_1^n K_i = k_{mp} L j_{mp} + k_{вен} L j_{вен} + k_{pn} h, \quad (2)$$

k_{mp} , $k_{вен}$, k_{pn} – затраты на проведение 1 м транспортной, вентиляционной и разрезной выработки, грн/м; L – размер выемочного участка, м; h – длина лавы, м; j_{mp} , $j_{вен}$ – коэффициенты, которые принимают значение 1 или 0 в зависимости от того, проводится ли данная выработка, или используется повторно ранее проведенная.

$$\begin{aligned} \sum_1^p R_i = & r_1^{mp} \frac{L^2}{2v_{оч}} \eta_1^{mp} + r_2^{mp} L \eta_2^{mp} + r_3^{mp} L \eta_3^{mp} + r_4^{mp} \frac{L^2}{2v_{оч}} \eta_4^{mp} + r_1^{mp} \frac{L^2}{2v_{пр}} j_{mp} + \\ & + r_1^{вен} \frac{L^2}{2v_{оч}} \eta_1^{вен} + r_2^{вен} L \eta_2^{вен} + r_3^{вен} L \eta_2^{вен} + r_4^{вен} \frac{L^2}{2v_{оч}} \eta_4^{вен} + r_1^{вен} \frac{L^2}{2v_{пр}} j_{вен} \end{aligned} \quad (3)$$

r_i^{mp} и $r_i^{вен}$ – удельные затраты на поддержание транспортной и вентиляционной выработок в „i“ зоне поддержания, η_i^{mp} и $\eta_i^{вен}$ – коэффициенты, принимающие значение 1 или 0 в зависимости от нахождения выработки в данной зоне поддержания, $v_{оч}$ и $v_{пр}$ – годовая скорость подвигания лавы проведения выработки, м/год.

$$\sum_1^k G_i = (g_1 + g_2 \frac{L}{2}) Z_{yч} \quad (4)$$

g_1 и g_2 – удельные затраты на участковый транспорт соответственно в грн/т и грн/т·м

Такой универсальный вид модели позволяет студенту для каждого возможного варианта системы разработки получить конкретную модель посредством придания коэффициентам η_i^{mp} , $\eta_i^{вен}$, j_{mp} , $j_{вен}$ значений 1 или 0 и таким образом идентифицировать систему разработки.

При определении величины внутрилавных затрат «участвует» величина нагрузки на лаву, которая зависит как от возможностей машин и механизмов на участке, так и от схемы проветривания лавы и относительного газовыделения из выработанного про-

странства. Для каждого варианта системы разработки студент указывает возможную долю метановыделения из выработанного пространства в лаву (это предусмотрено программой в блоке ввода данных).

Идентифицировав таким образом систему разработки, задавшись исходными горно-геологическими и техническими данными студент получает для практически неограниченного количества рассматриваемых вариантов величину удельных участковых затрат (рис.3 и 4).

Учебные компьютерные программы разработаны так же для изучения всех, требующих производства расчетов, тем курса «Процессы подземных горных работ» (Расчет нагрузки на лаву, выбор механизированного комплекса и т.д.).

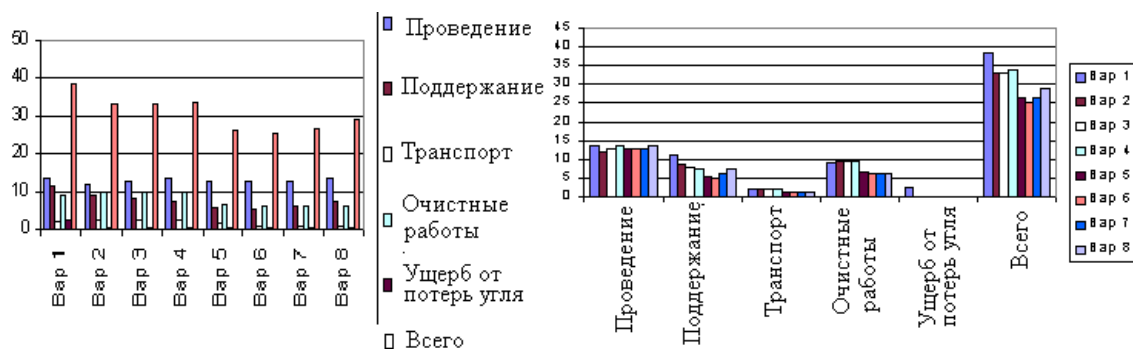


Рис. 2 Пример сравнения 8 вариантов систем разработки по программе VAV_KP

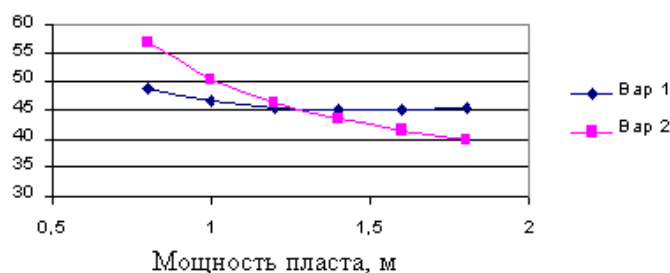


Рис. 3. Пример расчета влияния мощности пласта по программе “VAV_KP

Самотестирование. Разработанные в “MICROSOFT EXCEL” программы имеют лист «Тестирование». Цель этой части программы – проверить знания студента и его готовность к выполнению лабораторной работы. Например, студенту ставится ряд вопросов по теме (от 15 до 30) и предлагается или выбрать один из 4 ответов на каждый вопрос, или для приведенных схем систем разработки студенту предлагается указать характерные для них параметры – наличие зон поддержания, доля метановыделения из выработанного пространства и т.д. Вопросы предполагают как альтернативные ответы, так и конкретные ответы в определенном диапазоне значений. Студент узнает о его готовности к выполнению работы после верного ответа на все вопросы. Только в этом случае он может пользоваться следующими листами программы (кроме листа «Задание», в котором описывается сущность темы и задания). Самотестирование избавляет преподавателя от затрат времени на проверку тестов – это делает сам студент, вернее компьютерная программа. Тестирование в данном случае является абсолютно объективным.

Визуализация технологии выполнения процессов. При выполнении студентом графической работы по составлению паспортов крепления и управления кровлей, при пояснении технологических процессов в лаге удобно пользоваться специальными макетами - физическими моделями. Но такие модели с успехом заменяет компьютерная технология. Элементы крепи, конвейера, положения забоя отражены в специальных «образах», которые студент выстраивает на специальном планшете, активизировав их. При этом можно проследить и последовательность операций, и верность их выполнения. Пример выполнения работы по составлению паспорта крепления лаги показан на рис. 4.

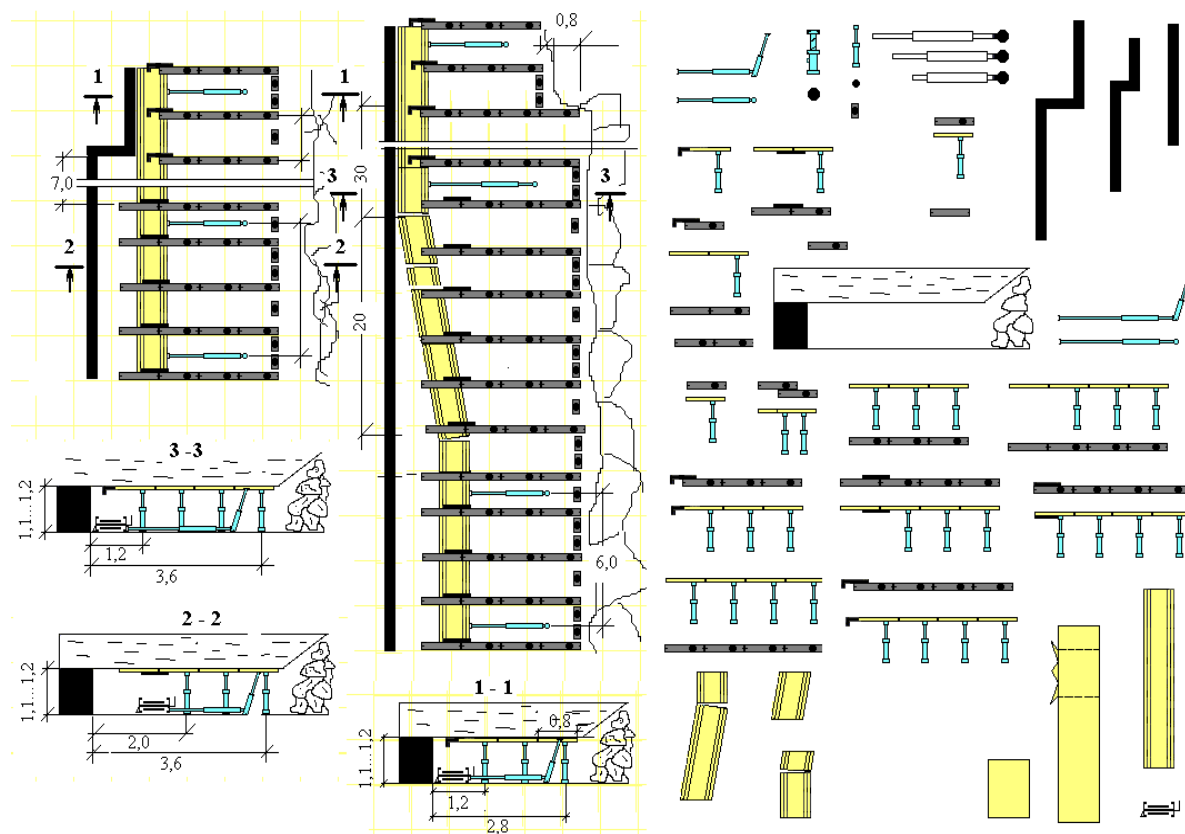


Рис. 4. Графические «образы» и пример построения паспорта крепления лаги

Применение компьютерных программ при выполнении графической части курсовых и дипломных проектов.

Выполнение графической части курсового или дипломного проекта требует неоправданно больших затрат времени. Компьютерная техника совместно с предварительной эскизной проработкой чертежа позволяет не только сократить время, но и существенно повысить качество чертежа. В учебный план, как дисциплина «по выбору студента», введен курс компьютерной графики. Студенты изучают пакет программ «Компас график» и пользуются разработанной в ДонУГИ программой «САПР-ТД». Фрагмент чертежа показан на рис. 5.

Выполнение графической части работ средствами компьютерной графики позволяет изменить и саму систему доклада студентом выполненной работы – чертежи, графики и диаграммы, таблицы, выполненные с помощью компьютера представляются как презентация в среде «Microsoft PowerPoint».

Визуализации излагаемого материала мультимедийными средствами. Курс «Основы горного дела» читается на втором курсе, охватывает широкий диапазон сведений о горном деле, требует представления о горных выработках, машинах и механизмах, о которых студенты еще совершенно не имеют представления. При изучении этого курса визуализация материала необходима в наибольшей степени.

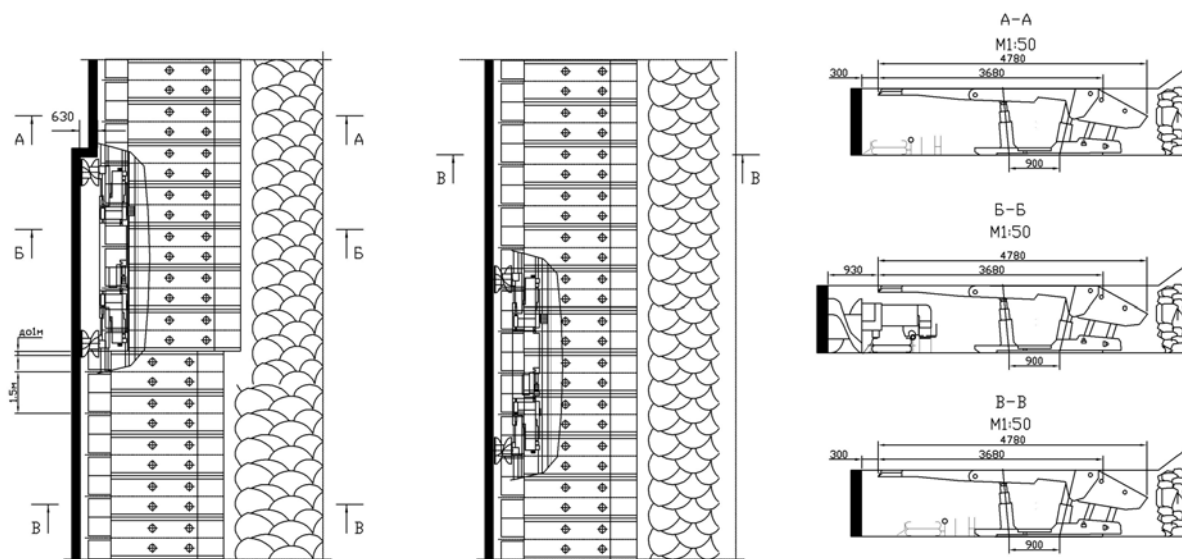


Рис. 5. Пример построения паспорта крепления с помощью САПР-ТД

Нами разработано мультимедийное учебное пособие, позволяющее как в аудитории, так и при самостоятельной работе студента «посмотреть» процесс вскрытия шахтного поля, деления его на части, проведения подготавливающих и подготовительных выработок, путь движения воздуха и угля. Особого внимания заслуживает визуализация принципа действия забойного оборудования – комбайна, конвейера, механизированной крепи и взаимодействие этого оборудования.

Выводы

Многолетнее использование на кафедре РПМ Донецкого национального технического университета компьютерных технологий при обучении студентов показало их эффективность и целесообразность использования. Разработанные компьютерные программы позволяют студенту проверить свои знания и готовность к выполнению лабораторных работ, уменьшить затраты учебного времени на выполнение рутинных вычислительных и графических работ и использовать это время на выполнение работ аналитических, исследовательских. Компьютерные технологии позволяют существенно повысить качество графических работ.

Важным следует считать обучение студентов самостоятельной разработке вычислительных компьютерных программ, сделать компьютерную подготовку студента, основы которой закладываются на первом курсе, непрерывной. На кафедре как курс «по выбору студента» введены учебные дисциплины «компьютерная графика» на втором курсе и «компьютерные системы проектирования» на старших курсах. Только в

этом случае у студента появляется мотивация к изучению курса дисциплин компьютеризации.

Перечень компьютерных программ для использования в курсах горных дисциплин:

Программа САПР-ТД. Система автоматического проектирования технологической документации на ведение горных работ. Донецк, ДонУГИ, 2000

Программа RPM 513. Установление нагрузки на очистной забой, оборудованный угольным комбайном, по методике ИГД им. А.А.Скочинского. Донецк, ДонНТУ, 2002

Программа Vorrichtung. Анализ способов подготовки шахтного поля. Донецк, ДонНТУ, 2001

Программа VAV_КР. Сравнение удельных участковых затрат при различных вариантах систем разработки. Донецк, ДонНТУ, 2003

Программа КОМПЛЕКС. Выбор механизированного комплекса для лавы пологого падения. Донецк, ДонНТУ, 2003

Программа GASФАКТ. Установление допустимой нагрузки на лаву по газовому фактору по фактическому метановыделению по методике МакНИИ. Донецк, ДонНТУ, 2003

Программа GASНАТУР. Установление допустимой нагрузки на лаву по газовому фактору по природной метаносности пластов по методике МакНИИ. Донецк, ДонНТУ, 2003

© Стрельников В.И., 2008

УДК 622.831.27

ЛОБКОВ Н.И., СЕРГИЕНКО А.И., ХАЛИМЕНДИКОВ Е.Н. (ИФГП НАНУ)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЗРУШАЮЩИХ НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ПЕРВИЧНОЙ ПОСАДКЕ КРОВЛИ

Проведені аналітичні дослідження напружено-деформованого стану породних шарів гірничого масиву над виробленим простором. Запропоновано метод прогнозування поведінки порід покрівлі над очисним вибоєм.

При отработке лав, с управлением кровлей полным обрушением, под действием опорного давления, часто происходит разрушение и обрушение кровли в призабойном пространстве. Особенно интенсивные обрушения происходят в период первичной посадки основной кровли. Кровля пласта, представленная слабыми породами, разрушается на мелкие фракции, с последующим высыпанием их в призабойное пространство. Секции крепи не имеют распора, что делает невозможным работу механизированного комплекса. При залегании более крепких пород, кровля обрушается крупными блоками, что приводит к посадке механизированной крепи на «жесткую». В обоих случаях имеем аварийную ситуацию, ведущую к потере добычи, увеличению себестоимости угля, снижению безопасности ведения работ.

Размер фракций обрушенной породы зависит от вида разрушающих напряжений. Поэтому целью работы является определение разрушающих напряжений в кровле пласта. Для достижения цели необходимо установить механизм формирования опорного давления до первичной посадки кровли и определить возникающие напряжения в кровле пласта.

Вопросам формирования и создания расчетного метода определения горного давления уделяли внимание такие выдающиеся ученые как Борисов А.А. [1], Кузнецов Г.Н. [2], Турчаниновым И.А.[3], Фисенко Г.Л. [4] и др. Предложенные ими взгляды на поведение пород кровли в очистных забоях и расчетные методы определения нагрузки на призабойную крепь используются и в настоящее время. Однако с ростом глубины разработки погрешность таких расчетов возрастает. Широкое применение механизированных комплексов и переход в связи с этим на управление кровлей полным обрушением требуют уточнения механизма формирования опорного давления, создания прогнозного метода расчета разрушения и обрушения кровли в лаве.

Сегодня известно, что формирование опорного давления происходит за счет прогиба породных слоев над выработанным пространством. По мере отхода лавы от разрезной печи происходит поочередный прогиб породных слоев в направлении от пласта к поверхности [5]. Для расчета давления очень важно знать, сколько слоев приходит в сдвигение до первичной посадки кровли. Число прогибающихся слоев определяет область сдвижения пород, участвующих в формировании горного давления. Натурные исследования сдвижения породных слоев над выработанным пространством [5,6], а также на моделях из эквивалентных материалов [7], позволили установить следующее.

Разные по прочности слои в процессе прогиба над выработанным пространством делятся на группы слоев, разделяющиеся друг от друга четким межслоевым контактом.

Группа слоев состоит из прочного несущего слоя и вышележащих менее прочных слоев, прогибающихся и обрушающихся вместе с несущим. Менее прочные слои служат пригрузкой для несущего слоя.

Угол наклона линии обрушения породных слоев составляет $75-78^\circ$, угол наклона линии изгиба слоев $45-46^\circ$.

Величина опорного давления определяется суммой давлений групп слоев, находящихся в области сдвижения пород над выработанным пространством. Область сдвижения ограничена линиями обрушения и прогиба слоев.

На рис.1 приведена схема развития области сдвижения пород над выработанным пространством лавы ABCDEF при ее отходе от разрезной печи на 90м (I), 134м (II), 180м (III).

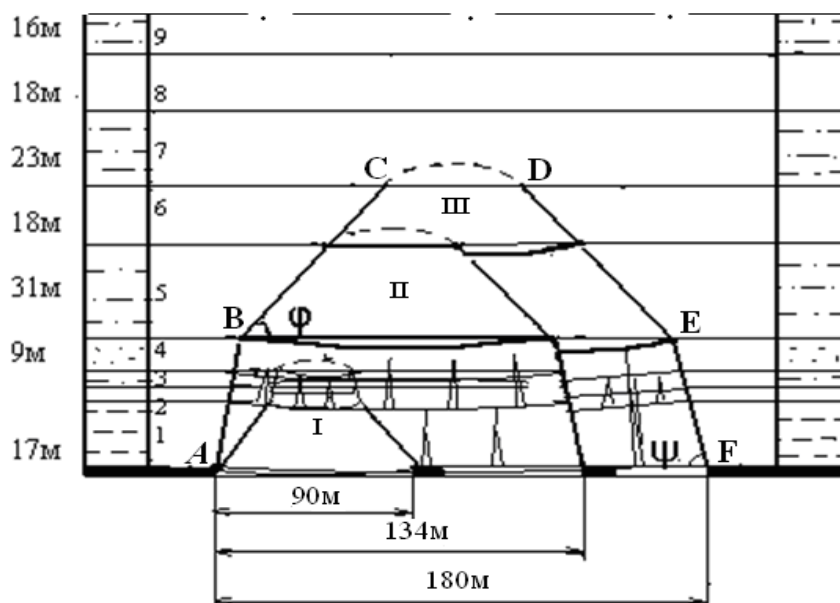


Рис.1. Схема развития области сдвижения пород над выработанным пространством.

Линии обрушения слоев АВ и ЕF наклонены к горизонтали под углом обрушения ψ , а линии изгиба слоев ВС и DE под углом изгиба φ .

При отходе лавы на 90м происходит обрушение слоя №1 со слоями пригрузки №2 и №3, которое носит характер первичной посадки кровли. Величину опорного давления в этом случае формируют прогнувшаяся группа слоев, представленная несущим слоем песчано-глинистого сланца, мощностью 17м., со слоями пригрузки №2 и №3, представленными соответственно глинистым и песчаным сланцами.

При отходе лавы на 134м происходит обрушение (первичная посадка) слоя №4. Максимальное опорное давление формируется в этот момент прогибом слоев №4 и №5, а также консолями слоев №1, №2 и №3. Обрушение слоя №4 приводит к уменьшению опорного давления.

Дальнейшее подвигание лавы на 180 м от разрезной печи приводит к тому, что выработанное пространство образует «квадрат». Величина опорного давления возрастает и достигает максимального давления за счет прогиба слоев №5, №6, а также консолей, образованных слоями №1–№4. При дальнейшем подвигании одиночной лавы, работающей в массиве угля (рис.2а), величина опорного давления не возрастает, т.к. размер области сдвижения пород не будет изменяться и постоянным будет число слоев, формирующих опорное давление.

В лаве, примыкающей к выработанному пространству ранее отработанной лавы (рис.2 б) или лав (рис.2 в), формирование области сдвижения пород происходит аналогично одиночной лаве, работающей в массиве угля до образования ею «квадрата». При дальнейшем подвигании этой лавы увеличивается область сдвижения пород за счет ранее образованного выработанного пространства. Увеличивается и число слоев, приходящих в движение.

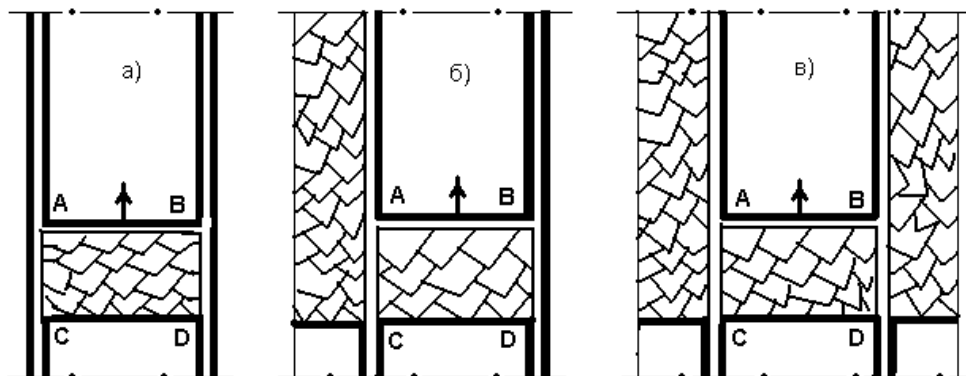


Рис.2. Схемы примыкания лавы к выработанному пространству

Поскольку посадки отдельных несущих слоев или групп слоев приводят к повышению нагрузки на призабойную крепь, обрушениям пород в призабойном пространстве, приводящим к негативным последствиям, описанным выше, нас интересует возможность прогнозирования шага посадки и особенно шага первичной посадки кровли.

При развитии фронта очистных работ, прогибающиеся слои можно представлять, как плиты, жестко защемленные с 4-х сторон для одиночной лавы (Рис.2а), с 3-х сторон при последовательной отработке лав (Рис.2б) и с двух сторон (Рис.2в) при комбинированной системе разработке парными штреками. Пролет слоя до обрушения и будет представлять шаг первичной посадки.

По мере отхода лавы от разрезной печи каждый несущий слой ведет себя сначала как толстая плита, а с увеличением отхода лавы, как тонкая. Расчет прогиба плит,

особенно толстой, представляет собой сложный процесс, требующий больших затрат машинного времени и в настоящее время не может быть использован для оперативного прогнозирования. Поэтому для определения предельного пролета, превышение которого ведет к первичной посадке слоя, необходимо рассмотреть условия, при которых слой обрушится и разработать более простой метод расчета.

Породный массив в целом представляет собой дискретную среду т.к. сложен слоями осадочных пород, имеющими в большинстве случаев четкий межслоевой контакт. Каждый отдельный слой в ненарушенной зоне можно принимать упругим, сплошным и на большой глубине изотропным. Считая, что при обрушении слоя происходит хрупкое разрушение пород в течение короткого промежутка времени, для расчета шага первичной посадки кровли будем пользоваться методами теории упругости.

Результаты исследований [8,9] показывают, что максимальные значения прогиба и напряжений в заделке наблюдаются в середине толстой и тонкой плиты. Расчет прогиба плиты можно свести к расчетам прогибов двух пересекающихся балок единичной ширины, расположенных по осям самой плиты. При этом граничные условия для плиты станут граничными условиями балок. Прогиб жестко защемленной с 4-х сторон плиты, определяется прогибом 2-х жестко защемленных балок (рис. 3а). Прогиб жестко защемленной с 3-х сторон плиты и одним краем свободном, определяется прогибом жестко защемленной и консольной балок (рис. 3б). Прогиб жестко защемленной с 2-х сторон плиты и два края свободных, определяется прогибом одной жестко защемленной балки (рис. 3 в). Для этих вариантов максимальный прогиб тонкой и толстой плит можно определить из выражения:

$$w = k_w \sqrt{u_x \cdot u_y}, \quad \text{при } (L_x \leq L_y) \quad (1)$$

где k_w – коэффициент, зависящий от краевых условий и соотношения сторон плиты; U_x и U_y – прогиб плиты соответственно вдоль осей x и y , м; L_x и L_y – размер плиты соответственно по осям x и y , м.

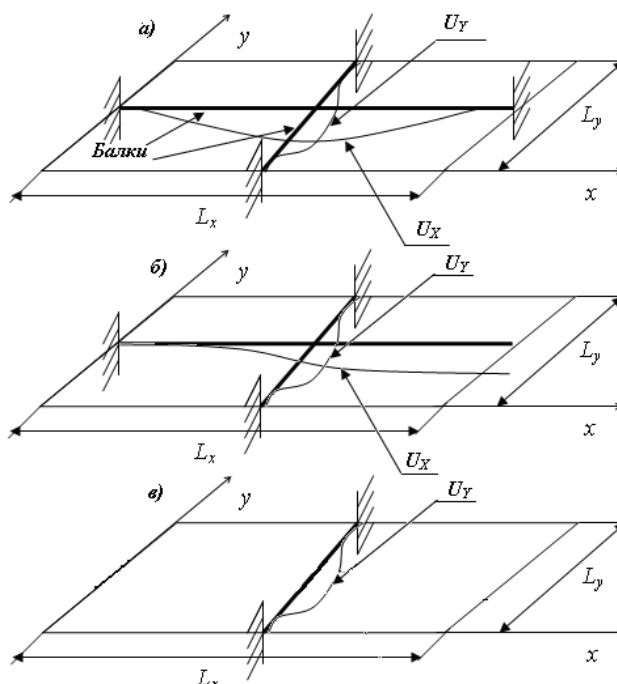


Рис. 3. Схема для расчета плит жестко защемленных с: а) 4-х сторон, б) 3-х сторон, в) 2-х сторон.

$$\sigma_y = k_y \cdot \frac{q \cdot L_y^2 \cdot (1 - \mu^2)}{2 \cdot h^2}, \quad \sigma_x = k_x \cdot \frac{q \cdot L_x^2 \cdot (1 - \mu^2)}{2 \cdot h^2} \quad (2)$$

Для варианта (рис.3б)

$$\sigma_y = k_y \frac{3 \cdot q \cdot L_x^2 \cdot (1 - \mu^2)}{h^2} \quad (3)$$

где k_x и k_y – коэффициенты, корректирующие прогиб плиты соответственно вдоль осей x и y , q – распределенная нагрузка в балке, Н/м, μ – коэффициент Пуассона, h – мощность слоя, м.

Максимальные напряжения слоя у заделки в период первичной посадки кровли будут наблюдаться при прогибе меньшей стороны плиты. На Рис.4 приведено распределение напряжений в заделке на момент первичной посадки кровли.

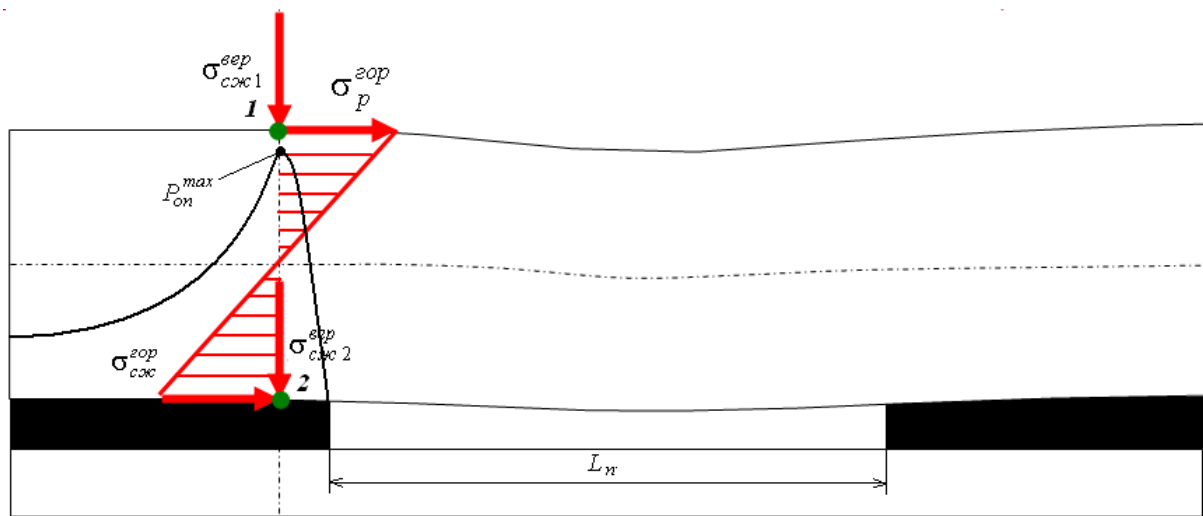


Рис. 4. Схема распределения напряжений в заделке слоя при его изгибе.

При изгибе слоя в точке 1 возникают растягивающие горизонтальные σ_p^{gor} от изгиба и вертикальные сжимающие σ_{csj1}^{ver} напряжения от действия опорного давления P_{on}^{max} . Под действием опорного давления увеличивается сила сцепления между слоями, характеризующаяся коэффициентом трения f . В точке 2 также возникают вертикальные сжимающие напряжения от действия опорного σ_{csj2}^{ver} давления и горизонтальные сжимающие напряжения σ_{csj}^{gor} от изгиба. Хрупкое разрушение породы в точках 1 или 2 будет происходить в течение очень короткого промежутка времени, поэтому для описания предельного состояния пород принимаем известное выражение Кулона-Мора:

$$\sigma_p^{gor} + \frac{\sigma_p}{\sigma_{csj}} \cdot \sigma_{csj1}^{ver} \leq \sigma_p \quad (4)$$

где σ_p и σ_{csj} – соответственно предел прочности на сжатие и растяжение, МПа.

$$\sigma_{csj1}^{ver} = f \cdot \gamma \cdot H, \text{ МПа} \quad (5)$$

Подставляя в выражение (4) значения (2) и (5) и проведя преобразования получим выражение для определения предельного пролета слоя при условии его разрушения от растягивающих напряжений в точке 1.

$$L_{n1} = \exp \left[\frac{\ln \left[2h^2 \cdot \sigma_p \frac{\sigma_{сжс} - f \cdot \gamma \cdot H}{a_x \cdot q \cdot L_l^2 \cdot \sigma_c (1 - \mu^2)} \right]}{(2 + b_x)} \right] \cdot L_l, \text{ м} \quad (6)$$

Коэффициенты полинома, зависящие от мощности слоя, определяются из выражений

$$a_x = 0,09 \cdot h + 0,83, b_x = 0,01h - 0,26$$

Учитывая, что в точке 2 действуют сжимающие напряжения при угле $\alpha = 45^\circ$ между линией границы предельного состояния породы (АВ) и линией предельно допустимого напряжения на сжатие (рис.6), и, подставляя значения напряжений в выражение (4), определяемые из рис.6 и (2) получим условие предельного напряженного состояния (7).

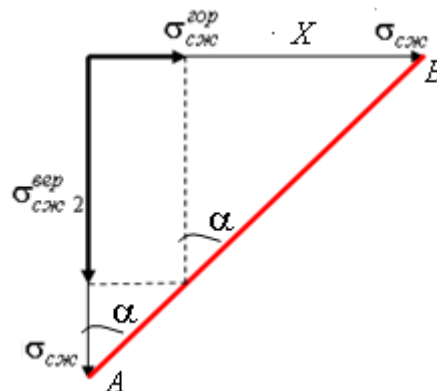


Рис.5. Схема распределения напряжений в точке 2.

$$kx \cdot \frac{q \cdot L_{np}^2 \cdot (1 - \mu^2)}{2 \cdot h^2} + \frac{q \cdot L_{np}}{2} + \frac{1}{4} \left(kx \cdot \frac{q \cdot L_{np}^2 \cdot (1 - \mu^2)}{2 \cdot h^2} + ky \cdot \frac{q \cdot L_{np}^2 \cdot (1 - \mu^2)}{2 \cdot h^2} \right) + \gamma \cdot H = [\sigma_c] \quad (7)$$

Из этого выражения путем преобразований находится величину предельного пролета слоя перед обрушением при условии разрушения породы в точке 2 от касательных напряжений.

$$L_{n2} = \sqrt{\frac{4 \cdot h^2}{5 \cdot (1 - \mu^2) \cdot kx} \left[\frac{h^2}{5 \cdot (1 - \mu^2) \cdot kx} + \frac{2 \cdot (\sigma_{сжс} - \gamma \cdot H)}{q} \right] - \frac{ky \cdot L_{np}^2}{5 \cdot kx} - \frac{2 \cdot h^2}{5 \cdot (1 - \mu^2) \cdot kx}}$$

$$kx(h) = -0,0008 \cdot h^2 + 0,029 \cdot h + 1,5 \quad ky(h) = 0,0004 \cdot h^2 + 0,002 \cdot h - 0,021$$

Сравнение пролетов кровли, прогибов и напряжений, полученных путем расчета плит и по предложенному методу, показало, что расхождение не превышает 10%. Анализ аналитических исследований, подтвержденный натурными наблюдениями, показал, что в определенных условиях разрушение кровли над призабойным пространством может происходить как от касательных напряжений, так и от растягивающих. Оценить

вид разрушения и характер обрушения пород можно, используя критерий разрушения в точках 1 и 2. Под критерием понимаем отношение суммы разрушающих напряжений в указанных точках к пределу прочности.

$$K_1 = \frac{\sigma_p^{зоп} + \frac{\sigma_p}{\sigma_{сж}} \cdot \sigma_{сж1}^{вер}}{\sigma_p}; \quad K_2 = \frac{\sigma_{сж}^{зоп} + \sigma_{сж2}^{вер}}{\sigma_{сж}};$$

где K_1 и K_2 – критерий разрушения породы в слое.

На Рис.6 приведена схема распределения напряжений в кровле пласта для оценки вида разрушения породы и характера ее обрушения.

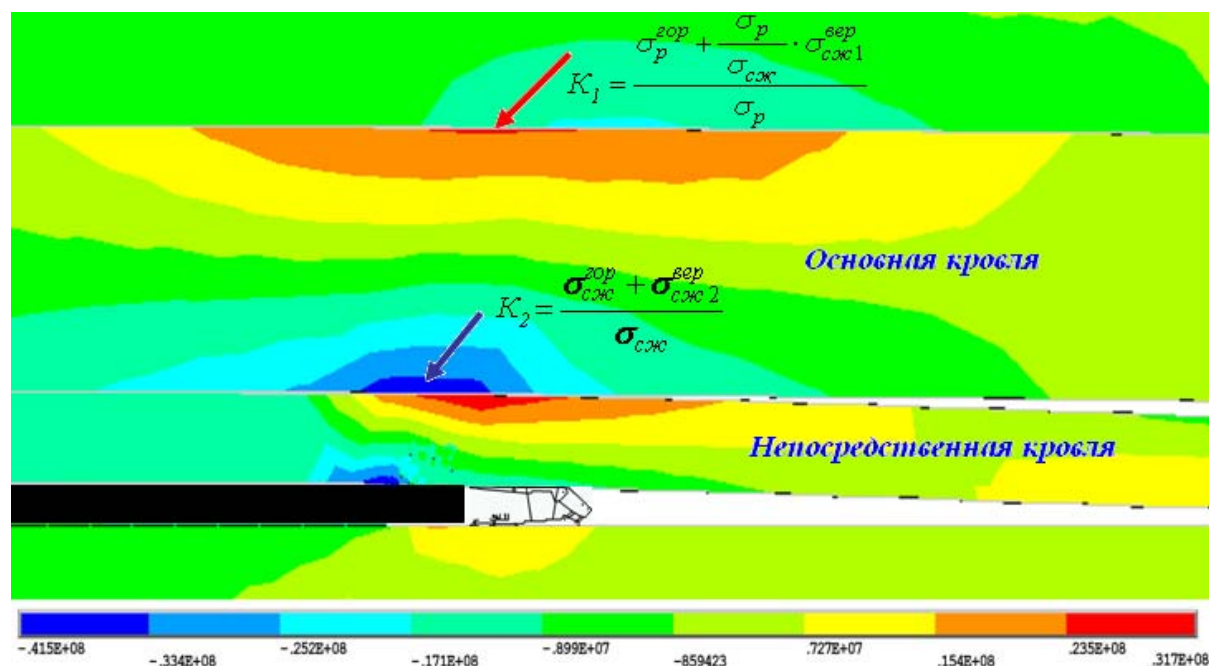


Рис.6. Распределение напряжений в слое над очистным забоем

Если $K_1 \leq 1$ и $K_2 \leq 1$ – разрушения не происходит.

Если $K_1 > 1$ и $K_2 < 1$ – разрушение от растягивающих напряжений и обрушение породы крупными блоками.

Если $K_1 < 1$ и $K_2 > 1$ – разрушение от касательных напряжений и обрушение породы мелкими фракциями.

Если $K_1 > 1$ и $K_2 > 1$ – разрушение от касательных и растягивающих напряжений, комбинированное обрушение породы.

Библиографический список

1. Борисов А.А. Расчеты горного давления в лавах пологих пластов. – М.: Недра, 1964.–278 с.
2. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявлений горного давления.– М.: Недра, 1964.–420 с.
3. Турчанинов И.А., Иофис М.А., Каспарьян Э.В. Основы механики горных пород.-Л.; НЕДРА, 1977.-503с.
4. Фисенко Г.Л. предельные состояния горных пород вокруг выработок. – М.: недра,1976,-272с.
5. Канлыбаева Ж.М. закономерности сдвижения горных пород в массиве. Изд-во «наука», 1968; -108 с.
6. Хохлов И.В. Комплексное исследование массива горных пород. - М.: Наука, 1986.- 163с.
7. Лобков Н.И. К вопросу о механизме формирования горного давления в лавах пологих пластов. В сб. Физико-технические проблемы горного производства/вып.№6.под общей редакцией А.Д.Алексеева.- Донецк: ООО“ Апекс”,2003.с.81-87

8. Бубнов И.Г. Труды по теории пластин. – Гос. изд. во технико-теоретической литературы. – М., 1953. – 423 с.

9. Тимошенко С.П. Курс теории упругости. – К.: Наукова думка, 1972. – 508 с.

© Лобков Н.И., Сергиенко А.И., Халимендигов Е.Н., 2008

УДК 343

БОРДЮГОВ Л.Г. (Донецький НДІ судових експертиз)

ГІРНИЧА ЕКОЛОГІЯ. СУДОВА ЕКОЛОГІЧНА ЕКСПЕРТИЗА

Стаття присвячена актуальній проблемі гірничої екології у створення в Україні судової екологічної експертизи.

В умовах будівництва ринкової економіки важливого значення набуває успішне рішення проблеми екологічної безпеки промислового виробництва.

Господарська діяльність людини приводить до порушення екологічної рівноваги, виникнення аномальних природних і техногенних ситуацій: стихійних лих, катастроф та аварій із численними людськими жертвами, величезних матеріальних втрат та порушення умов нормальної життєдіяльності.

За масштабами впливу на навколишнє природне середовище видобуток і переробка корисних копалин займають провідне місце серед інших галузей промисловості.

Останнім часом серед інших проблем, пов'язаних з освоєнням природних ресурсів надр, все більша увага приділяється проблемі впливу процесів видобутку й переробки мінеральної сировини на навколишнє природне середовище, що пояснюється рядом причин, у тому числі:

- порушеннями стану біосфери у ряді гірничопромислових регіонів, що ставить під загрозу життя й здоров'я проживаючого там населення,

- можливістю поповнення резервів багатьох видів мінеральних ресурсів у ряді країн тільки за рахунок «брудних» в екологічному відношенні джерел, таких, як нафтові піски, бітумінозні сланці, бідні руди та ін., розробка яких істотно загрожує природному середовищу,

- перебудовою в наш час або в найближчій перспективі ряду технологічних процесів (через енергетичні утруднення), що може значно погіршити стан навколишнього середовища [1, с.9].

Збільшення масштабів видобутку й переробки вугілля в нашій країні ставить ряд науково-технічних, економічних і екологічних проблем.

Кам'яне вугілля за запасами та обсягом видобутку посідає перше місце у світі серед вичислених енергоносіїв. За прогнозами в XXI столітті його частка у світовому енергетичному балансі буде зростати. Програмою «Українське вугілля» передбачене нарощування вуглевидобутку до 2010 року до 110 млн. тон, а до 2030 року – до 125 млн. тон [2, с.27].

Видобуток вугілля пов'язаний зі значними, часто необоротними порушеннями ландшафту на відведених землях. Загальна їхня площа в галузі склала майже 34.4 тис. га. Під породними відвалами зайнято близько 6.1 тис. га. До порушених земель віднесено 118 тис. га, у тому числі під породними відвалами 56 тис. га, під шламо накопичувачами й ставками-відстійниками біля 3 тис. га. З 3100 га відпрацьованих земель рекультивовано всього лише 207.5 га.

У процесі видобутку, збагачення й використання вугілля утворюється значна кількість пилу й газів, які містять токсичні компоненти (окис азоту, сірка, вуглець, сірководень, метан та ін.), що забруднюють навколорозмісний простір атмосфери прилягаючих територій. Забруднення повітряного басейну приводить до негативних наслідків, пов'язаних зі згубним проникненням сонячної радіації, парниковим ефектом, кислотними дощами [3, с.32].

Таким чином, виробнича діяльність на вугільних підприємствах приводить до глобальних екологічних змін, як у підземних умовах, так і на поверхні землі.

Вперше порушення природного середовища в практиці відкритих гірничих робіт були названі екологічними у 1976 році проф. В.Д. Горловим. У запропонованій ним класифікації техногенних порушень виділені два види порушень: ландшафтні й екологічні. Характерні порушення ландшафтного виду включають: вироблені простори, відвальні площі й земельні ділянки під промисловими об'єктами. До екологічних порушень відносяться: зміна гідрогеологічних умов району розробки, забруднення прилеглих територій повітряного й водного басейнів, сейсмічні порушення [1, с.11].

Зміни стану навколишнього середовища відбуваються під впливом біосферних процесів, що пов'язані з діяльністю людини.

Антропогенні впливи є найбільш масштабними причинами змін, які відбуваються в біосфері, при цьому продуктивна діяльність людей здійснюється переважно колективно у вигляді підприємств. Кожне з них перебуває у взаємодії з навколишнім природним середовищем. Як правило, слідством цієї взаємодії є зміни (деформації) у навколишньому природному середовищі [4, с.228].

Екологічні проблеми, успадковані від радянського часу, часто сконцентровані у великих промислових центрах і навколо них. Це результат інтенсивної індустріалізації в компактних районах, нераціонального використання енергії й природних ресурсів, а також зневаги екологічними факторами при прийнятті рішень. Забруднення повітря й води, руйнування екосистем досягли значного рівня в промислових районах колишніх республік СРСР [5, с.36].

Масштаби антропогенного впливу на навколишнє природне середовище й рівень небезпеки, що випливає з нього, змушують шукати нові підходи до розвитку технологічних процесів, які, будучи не менш ефективними в економічному значенні, у багато разів перевершували б існуючі за ступенем екологічної чистоти. Фактично протиріччя між економікою й екологією означає протиріччя між необхідністю гармонічного розвитку системи природа-людина-виробництво й недостатньою об'єктивною можливістю, а часом і просто суб'єктивним небажанням такої гармонії на сучасному етапі розвитку виробничих чинностей і виробничих відносин.

У наш час екологічний стан природного комплексу України оцінюється як критичний. Тільки в її повітряний басейн за 2004 рік викинуто близько 4,1 мільйони тон шкідливих речовин. Викиди здійснювали приблизно 11 тисяч промислових підприємств країни. Основними забруднювачами атмосфери продовжують залишатися об'єкти добувної промисловості (23,8% шкідливих викидів), виробники електроенергії, газу й води (31,6%), підприємства металургії й обробки металів (29,2%) [6, с.8].

Протягом століть перед людством стояла проблема збереження сприятливих природних умов, йшла боротьба за запобігання, ослаблення й усунення негативних проявів діяльності людей щодо природи, але лише на початку ХХ сторіччя суспільний рух за охорону природи придбав глобальний характер.

В 1913 році в Берні вперше в історії людства відбулася Конференція з міжнародної охорони природи. У конференції взяли участь представники 17 держав: Швейцарії, Франції, Німеччини, Бельгії, Угорщини, Нідерландів, Росії, Австрії, Аргентини, Вели-

кобританії, Данії, Іспанії, Італії, Норвегії, Португалії, США й Швеції. На конференції був присутній 31 учасник.

Це була перша спроба об'єднатися на міжнародному рівні для спільних зусиль, перша спроба з створення міждержавного органа в сфері охорони природи.

Науково-технічний прогрес разом з позитивним впливом на суспільні відносини приніс із собою й багато проблем, одна з яких – погіршення екологічного стану навколишнього середовища.

Після Бернської конференції відбувся ряд міжнародних екологічних конференцій: у Швеції (м. Стокгольм) в 1972 році, у Бразилії (м. Ріо-де-Жанейро) в 1992 році, у ПАР (м. Йоганнесбург) в 2002 році.

Але проблеми щодо міжнародної охорони природи, які розглядалися на Бернській конференції, є актуальними й у наші дні. [7, с. 2-3].

Забезпечення екологічної безпеки й підтримка екологічної рівноваги на території України є важливою проблемою державної екологічної політики й невід'ємною умовою сталого економічного й соціального розвитку нашої країни.

З метою усунення шкідливого впливу діяльності людини на геосистему або зменшення антропогенного навантаження необхідно створити наукові основи моніторингу навколишнього середовища, розробити принципи економічної оцінки змін біосфери під впливом промислового виробництва, методи й засоби оптимізації впливу промислового виробництва на природу, на державному, регіональному й об'єктовому рівнях створити спеціальну нормативну документацію, що регламентує профілактичні, технологічні, технічні й інші заходи щодо її охорони [8, с.507].

Стан правопорушень у сфері екології свідчить про надзвичайно низьку ефективність заходів з попередження, розкриття й розслідування екологічних злочинів. Велику клопотаність викликає висока латентність і низьке розкриття таких злочинів. У результаті поверхневого розслідування в багатьох випадках не встановлюються причини злочинів, не виявляються винні особи, не приймаються необхідні заходи щодо відшкодування збитків.

Злочини, пов'язані з надзвичайними екологічними ситуаціями, і обумовлені порушеннями вимог екологічного законодавства, становлять істотну суспільну небезпеку. Тому необхідність розробки наукових основ, специфічних прийомів і методики розслідування таких злочинів назріла давно й об'єктивно існує донині. Ще обумовлюють згадану необхідність практика здійснення цього виду злочинів, що склалася, та часта участь у скоєнні цих злочинів посадових осіб.

Виходячи з цього, доцільно займатися правовою, організаційною й економічною діяльністю, яка пов'язана з попередженням або зменшенням негативного впливу підприємств на навколишнє природне середовище й здоров'я людини, а також розвивати судову екологічну експертизу для проведення об'єктивної професійної оцінки природоохоронної діяльності (бездіяльності) директорів (власників) підприємств, інших відповідальних посадових осіб, конкретних виконавців і більш ефективного дослідження техногенних екологічних подій, що виникли на цих промислових об'єктах і які привели до значних екологічних збитків.

Розробка методології пізнання й практики, як відомо [9], починається з формулювання їхньої мети, об'єкта, предмета, завдань і створення найбільш оптимальних методів рішення останніх. Як і будь-яка пізнавальна діяльність, судово-експертне екологічне дослідження також має свій предмет пізнання, обумовлений об'єктом, метою, завданнями й засобами (методами) пізнання. Ці елементи існують у діалектичній єдності.

У наш час, як у Росії, так і в Україні ведуться наукові дослідження, присвячені питанням теорії судової екологічної експертизи [10, 11, 12, 13, 14].

Однак теоретичні й методичні основи судової екологічної експертизи перебувають у стані формування. Дотепер не визначені ключові категорії даної експертизи, її об'єкт, предмет, коло розв'язуваних завдань, місце в системі судових експертиз.

Недостатня теоретична розробленість, велика практична значимість для діяльності правоохоронних органів з розкриття й розслідування злочинів, пов'язаних з порушеннями вимог екологічного законодавства, насущні потреби подальшого розвитку й удосконалення загальної теорії судової експертизи говорять про необхідність досліджень у даному напрямку.

Судова екологічна експертиза повинна вирішувати поставлені перед нею слідчими органами або судом завдання на основі спеціальних знань, які визначають предмет експертного пізнання, обумовленого навкруги фактичних обставин, що встановлюється у справі, яка розслідується або розглядається судом.

Завдання судової екологічної експертизи необхідно розуміти як експертну діяльність, спрямовану на перетворення інформації, яка міститься у наданих на судову екологічну експертизу в якості вихідних даних матеріалах справи, інших документах і речових доказах у доказову інформацію, що може бути використана для правильного ухвалення рішення в кримінальній, цивільній, адміністративній та господарській справі.

Висновок судової екологічної експертизи є найважливішим засобом доказування з справ про техногенні надзвичайні екологічні ситуації. Він містить доказову інформацію, яку одержують шляхом проведення на основі наукових досягнень досліджень на місці події, а також фактичних обставин, зафіксованих у кримінальній, цивільній, адміністративній та господарській справі. Аналізуючи надані докази, судовий експерт-еколог, відповідно до поставлених перед ним питань, встановлює інші докази в справі, використовуючи при цьому спеціальні знання. Таким чином, доказова інформація, яка встановлюється судовою екологічною експертизою, є результатом узагальнюючого пізнавального процесу і носить характер висновку. У випадках, коли судову екологічну експертизу не можна замінити проведенням інших слідчих дій, вона є основним джерелом фактів, що мають кримінально-правове значення [15, с. 84].

Резюмуючи наведене, можна констатувати, що висновок судового експерта-еколога, будучи самостійним джерелом доказів у кримінальному судочинстві, має свої специфічні особливості, які полягають у наступному:

- висновок судового експерта-еколога дозволяє встановлювати фактичні дані, які мають доказове значення й раніше не були відомі слідчому і суду, відновлює події, що стосуються минулого;

- висновок судового експерта-еколога дає можливість встановлювати факти, які були невідомі суду, слідчому і експерту до проведення експертизи, тобто встановлює нові факти;

- висновок судового експерта-еколога будується на об'єктивних даних, за допомогою наукових методик з використанням можливостей технічних і природничих наук;

- висновок судового експерта-еколога може бути використаний для перевірки й оцінки більшості доказів, фактичних даних, які встановлюються показаннями свідків, потерпілого, підозрюваного, обвинувачуваного, речовими доказами та іншими документами;

- висновок судового експерта-еколога дозволяє встановлювати фактичні дані, які стосуються всіх сторін складу злочину;

- без проведення судової екологічної експертизи в ряді випадків неможливо встановити фактичні дані, на підставі яких здійснюється кримінально-правова кваліфікація події злочину;

- висновок судового експерта-еколога дозволяє встановлювати факти або обставини екологічної події, які створили сприятливі умови для здійснення суспільно-небезпечного діяння й настання злочинного результату [16, с. 346-347].

Висновки. Складні проблеми, які стоять перед економікою України в сфері антропогенно-техногенного забруднення природної геосистеми, свідчать про доцільність розвитку судової екологічної експертизи. Судова екологічна експертиза дозволяє не тільки встановити фактичні дані екологічного злочину, що мають доказове значення, але й факти, які сприяли здійсненню екологічного злочину.

Библиографический список

1. **Певзнер М.Е.** Горная экология: Учеб. пособ. для вузов – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. – 395с.
2. **Брюханов А.М.** Научная основа программы повышения безопасности труда на угольных шахтах Украины // Уголь Украины. Ежемесячный научно-технический, производственный и экономический журнал. 2004., №2(566). – С.27-29.
3. **Григорюк М.Е.** Угольное производство как составляющая техногенной нагрузки // Уголь Украины. Ежемесячный научно-технический, производственный и экономический журнал. 2006., № 2 (590). – С.31-33.
4. **Костенко В.К., Крупка А.А., Дузь Л.Е., Бордюгов Л.Г.** Деформации окружающей предприятие природной среды как предмет судебной экологической экспертизы // Экспертное обеспечение правосудия: проблемы теории и практики / Материалы Международной научно-практической конференции (7-8 сентября 2006 года, Автономная Республика Крым). Симферополь: ДиАйПи, 2006. – С. 228-231.
5. Окружающая среда и безопасность. Преобразование риска в сотрудничество. Восточная Европа. Беларусь-Молдова-Украина. «Нувель Гонне», Белле, Франция, 2007. – с.114.
6. **Абашина Д.** Почему в Донбассе лучше не дышать?!//Панорама: Общественно-политический еженедельник. – 24-30 марта 2005. - №12.
7. **Абашидзе А.Х., Солнцев А.М.** Первая международная экологическая конференция – Конференция по международной охране природы (Берн, 1913 г.) // Экологическое право: Федеральный журнал. – М.: ИГ «ЮРИС», 2006. – Вып.4. – С.2-4.
8. **Дружинин Г.М., Бордюгов Л.Г., Крупка А.А., Дузь Л.Е., Кривченко Ю.А.** Концептуальные положения методологии судебной экологической экспертизы. //Теорія та практика судової експертизи і криміналістики. Збірник науково-практичних матеріалів. Випуск 5/ Міністерство юстиції України, Харківський науково-дослідний інститут судових експертиз ім. Засл. проф. М.С. Бокаріуса; Національна юридична академія України імені Ярослава Мудрого; Ред. колегія: М.Л. Цимбал, В.Ю. Шепітько, Л.М. Головченко та ін. – Харків: Право, 2005. – С.505-512.
9. Философский словарь/Под ред. И.Т. Фролова. – М.: Политиздат, 1986. – 590 с.
10. **Омельянюк Г.Г. Никулина М.В.** Перспективы развития судебно-экологической экспертизы в России // Современное состояние и перспективы развития новых направлений судебных экспертиз в России и за рубежом. Материалы международной научно-практической конференции (Калининград, 23 - 24 апреля 2003 г.). - Калининград, 2003. - С. 174-177.
11. **Омельянюк Г.Г.** Проблемы производства судебно-экологической экспертизы: Методические основы судебных экспертиз // Криміналістическіе средства и методы в раскрытии и расследовании преступлений: Методические основы судебных экспертиз. Материалы 3-й Всероссийской научно-практической конференции по криминалистике и судебной экспертизе 15-17 марта 2006 г.: В 2-х томах. - М.: ЭКЦ МВД России, 2006, Т. 2. - С. 124-128
12. **Ашхамахов А.Р.** Судебно-экологическая экспертиза: цели и задачи // Современное право. - М.: Новый Индекс, 2007, № 6. - С. 101-103
13. **Бордюгов Л.Г.** Загальні завдання судової екологічної експертизи // Сборник научных трудов по материалам научно-практической конференции «Перспективные инновации в науке, образовании, производстве и транспорте '2007». Том 8. Юридические и политические науки. – Одесса: Черноморье, 2007. – С.49-52.
14. **Бордюгов Л.Г.** Щодо визначення предмета судової екологічної експертизи // Материалы II Международной научно-практической конференции «Ключевые аспекты научной деятельности – '2007». Том 5. Право. История – г. Днепрпетровск: Наука и образование, 2007. – С.48-50.
15. **Степутенкова В.К.** Значение судебной экспертизы для уголовно-правовой оценки исследуемого события// Правовые и методологические проблемы судебной экспертизы. Сб. науч. тр. – М.: ВНИИСЭ, 1974. – Вып. 10. – С 83– 106.

16. **Бордюгов Л.Г.** Судова гірничотехнічна експертиза як джерело доказів у кримінальному судочинстві// Теорія та практика судової експертизи і криміналістики/ Міністерство юстиції України, Харківський науково-дослідний інститут судових експертиз імені Засл. проф. М.С. Бокаріуса, Національна юридична академія України імені Ярослава Мудрого; Ред. колегія: А.П. Заець, М.Л. Цимбал, В.Ю. Шепітько та ін. – Харків: Право, 2004. - Випуск 4. – С. 342-347.

© Бордюгов Л.Г., 2008

УДК 622. 831.1

ДЕГТЯРЬ Р.В. (ИФГП НАНУ)

РЕГУЛИРОВАНИЕ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНЫХ ЗАБОЕВ НА ПОЛОГИХ ПЛАСТАХ ПРИ ПЕРЕХОДЕ НА ГЛУБОКИЕ ГОРИЗОНТЫ РАЗРАБОТКИ

Изучены вопросы регулирования скорости подвигания очистных забоев и интенсивности добычи угля в зонах включения газовых ловушек на пологих пластах при переходе на глубокие горизонты разработки

В условиях перехода добычи угля на более глубокие горизонты скопления метана в газовых ловушках становятся основным фактором, существенным образом влияющие на условия безопасности ведения очистных работ и интенсивность добычи угля. Среди основных причин высокого уровня аварийности и травматизма на шахтах Донбасса преобладают процессы вскрытия и перехода газовых ловушек со скоплениями метана в массиве горных пород. Количественные и качественные изменения в проявлениях горного давления с учетом газонасыщения горного массива требуют детального исследования. Вопросы регулирования скорости подвигания очистных забоев и интенсивности добычи угля в зонах газовых ловушек на пологих пластах при переходе на глубокие горизонты разработки является актуальной научной и практической проблемой.

Целью работы является регулирование скорости подвигания очистных забоев и интенсивности добычи угля в зонах газовых ловушек на пологих пластах при переходе на глубокие горизонты разработки.

Генезис, фильтрация, формы нахождения природных газов, образование скопленных углеводородов в угленосных отложениях аналогичны таковым процессам в любой из осадочных формаций. В то же время существуют определенные особенности образования и эволюции угленосных формаций, которые обусловили некоторую специфику формирования природной газоносности угленосных толщ. Фильтрация к поверхности глубинных газов закономерно приводит к образованию в угленосных толщах вертикальной газоносности зон. По мере удаления от поверхности метановой зоны на большинстве угольных месторождений наблюдается интенсивный рост содержания метана от 70 до 90...95 %. При дальнейшем удалении вглубь отмечается некоторое уменьшение его содержания до 80...85 % за счет роста доли тяжелых углеводородов (ТУ). На ряде шахтных полей как "Октябрьский Рудник", им. А.Ф. Засядько, "Комсомолец" и др. закономерное утяжеление углеводородов на глубинах 1000...1300 м доходит до появления жидких углеводородов типа легких нефтей и газоконденсатов [1-5].

Современная газоносность угленосных толщ в значительной мере сформировалась путем пространственного перераспределения углеметаморфогенных газов. Однако

появившиеся в последнее время геологические данные [3-4, 6-7] позволяют утверждать, что природная газоносность угленосных отложений представлена несколькими составляющими: газами угленосных толщ и газами фильтрационными, привнесенными в угленосные отложения из более глубоких зон. Это меняет представления о роли природных газов в геологической истории угленосных формаций, отведя им активную роль в формировании тепловых потоков, контролирующих процессы метаморфизма и газогенерации [1].

Природные газы находятся в сорбированном, водорастворимом и свободном состоянии. Газоносность углей Донбасса изменяется в чрезвычайно широких пределах - от 5...10 до 35...45 м³/т с.б. м. [1,7]. В ряде случаев доля сорбированного газа в углях и углистых породах может достигать 90...95 %. В благоприятных геологических условиях породы могут содержать углеводороды в свободной фазе. Свободные углеводородные газы могут присутствовать и в углях в зависимости от степени и типа метаморфизма, а также микрокомпонентного состава. Наибольшее количество свободных газов содержат малометаморфизованные угли до 20 % углеводородов в свободном виде [6].

Среднее содержание газа по Донбассу составляет 10...20 м³/т угля. Угленосные отложения имеют исключительное значение для газообразования и газонакопления. Углегазоносные отложения характеризуются высокой газоносностью на глубинах 700...1200м; многообразием форм ловушек, давлением свободных газов в ловушках, близких гидростатическим.

Основными факторами, определяющими газонасыщенность углей и пород, являются: температура; давление; степень метаморфизма; влажность и петрографический состав углей.

Общая прогнозная оценка газоносности пород основывается на изучении газоносности угле вмещающих пород и получении сведений: величине газоносности угле вмещающих пород по площади и на глубину; возможных типах коллекторов, способных аккумулировать газ; влиянии различных геологических факторов на газоносность угле вмещающих пород; наличии ловушек газа на основе учета тектонической структуры и гидрогеологических особенностей горных пород.

По условиям фильтрации природные газы угле вмещающих пород подразделяются: рассеянные и подвижные. Рассеянные малоподвижные газы находятся в породах, характеризующихся пониженными фильтрационными характеристиками. Данные газы достаточно прочно удерживаются в поровом пространстве капиллярными силами и гидростатическим давлением. При их вскрытии, надработке или же подработке горными работами газы постепенно и длительно выделяются в очистные забои. Газосодержание газовых ловушек изменяется в широких пределах.

С ростом глубины разработки угольных пластов решение основных технологических вопросов угледобычи в значительной степени определено с влиянием газовых ловушек на основе регулирования скорости подвигания очистного забоя и интенсивности угледобычи. Прогноз зон сосредоточения метана в газовых ловушках с применением геоэлектрических методов исследований существенным образом расширил область применения геофизических методов в определении "газовых ловушек".

Газовые ловушки классифицируются на: стратиграфические; структурные (антиклинальные и сводовые); тектонические (дизъюнктивные); литологические; гидродинамические приведены на рис.1 и представлены в работе [1].

Весьма актуальным стало проведение специализированных работ для обнаружения и оценки таких скоплений с последующим предварительным извлечением и утилизацией углеводородов до начала и в процессе ведения горных работ. В подавляющем большинстве геолого-промышленных районов Донбасса присутствуют значительные природные скопления (концентрации) свободных углеводородных газов. Преобладание

слабопроницаемых аргиллитов и алевролитов обусловило развитие региональных и локальных покрывок и газопорывов, препятствующих дегазации угленосных отложений. Угленосные скопления характеризуются рядом газовых ловушек, характеристика которых приведена в работе [7].

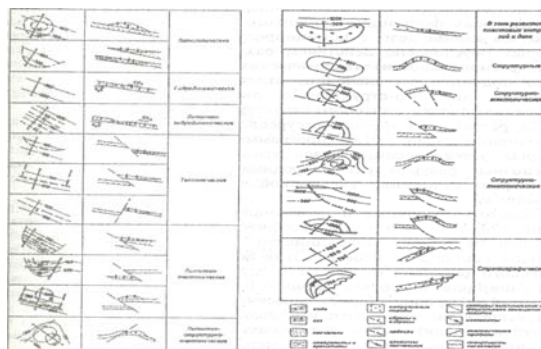


Рис.1. Основные типы газовых ловушек

Стратиграфические ловушки образуются при перекрытии более древних коллекторов залегающими непроницаемыми образованиями.

Структурные (антиклинальные, сводовые) формируются в сводовой части положительных пликативных структур: линейных антиклинальных складках, брахиантиклиналях, куполах, структурных выступах.

Тектонические (дизъюнктивные) ловушки тесно связаны с зонами развития дизъюнктивной тектоники и развиты практически повсеместно. Экранирующий эффект достигается за счет стыковки по плоскости сбрасывателя проницаемых и непроницаемых пород, цементации зон трещиноватости в процессе выклинивания нарушенных зон в связи с затуханием разрывов и переходом их в межслоевые дислокации. В условиях моноклинального залегания угленосных толщ эти ловушки приурочены преимущественно к продольным (по отношению к простиранию пород) дизъюнктивам сбросового и надвигового типа в местах изгибов разрывных нарушений в пределах отдельных тектонических блоков, образованных несколькими дизъюнктивами.

Литологические ловушки получили широкое распространение в условиях моноклиналей, на крыльях пликативных структур в регионах развития крупной складчатости. Они могут быть связаны с изменением мощности, выклиниванием или фациальным замещением пластов-коллекторов.

Гидродинамические ловушки развиты преимущественно на моноклиналях и открытых антиклиналях. Экранирующий эффект здесь достигается за счет встречной фильтрации в одном пласте подземных вод, движущихся по падению, и природных газов, устремляющихся к дневной поверхности. Местоположение ловушек контролируется образованием гидродинамического замка, образующегося в местах пережима пласта, изгиба или влиянием других факторов, влияющих на искривление пьезометрической поверхности напорного горизонта.

В ряде угленосных районов Донбасса, характеризующихся проявлениями магматизма, возможно развитие ловушек за счет экранирования проницаемых горизонтов коллекторов эффузивными покровами и интрузивными телами, а также приконтактно измененными породами. В целом проявление отдельных самостоятельных типов ловушек в угленосных формациях Донецкого бассейна довольно редко. Чаще всего имеем дело с комбинированными ловушками, образование которых обусловлено действием различных геологических факторов.

Геолого - разведочные и дегазационные работы показали, что литологические и гидродинамические ловушки на данном этапе технического развития относятся к трудно извлекаемым. Располагаются они в широком интервале глубин 220...1800 м и имеют пластовые давления на уровне гидростатических.

Интенсивная выемка угольных пластов, сопровождающаяся разгрузкой горного массива и образованием свода техногенной трещиноватости, приводит к формированию техногенных залежей на обрабатываемых и отработанных шахтных полях.

В октябре-ноябре 2005 г. геоэлектрические исследования были выполнены на шахте "Суходольская - Восточная" ОАО "Краснодонуголь", которая обрабатывает угольный пласт i_3 . Шахтное поле расположено северо-восточней г. Краснодон Луганской области и вытянуто в широтном направлении от г. Суходольск до посёлка Беленькое. Юго-восточная часть шахтного поля примыкает к Российско-Украинской границе; размеры исследованной площади - 15 x 5 км, около 75 км².

На поверхности шахтного поля проводились геоэлектрические исследования методами СКИП и ВЭРЗ. При этом, метод СКИП использовался для выделения и картирования по площади шахтного поля геоэлектрических аномальных зон типа "зоны повышенного газосодержания". Метод ВЭРЗ использовался для определения интервалов глубин залегания пластов содержащих свободный метан и построения вертикальных разрезов. Точки зондирования ВЭРЗ размещались в зонах выделенных геоэлектрических аномалий. Распределение запасов метана с применением геоэлектрических методов исследований по глубинам залегания до 700 м составляют 22%; 700—1200 м — 52%; в интервале 1200—1800 м — 26%.

По данным полевых геоэлектрических исследований подготовлены карты газовых ловушек на плане горных работ (рис. 2).



Рис. 2. Карта зон сосредоточения газа в газовых ловушках в пределах поля шахты "Суходольская - Восточная"

В результате проведенных геоэлектрических исследований в пределах поля шахты "Суходольская - Восточная" выделено шесть локальных зон типа "зоны повышенного газосодержания". Выделенные зоны проявляются как аномалии повышенной поляризации и повышенного геоэлектрического сопротивления пород угленосного массива. Выявленные аномалии образованы за счет скопления свободного метана в тектонически ослабленных зонах, при условии существования вышележащих отложений экранирующих залежь газа.

Наиболее интенсивная геоэлектрическая аномалия № 1 вытянута вдоль Дуванно-го надвига и расположена в его лежачем крыле. Аномалия прослежена от посёлка Урало-Кавказ до г. Суходольск. Практически вся аномальная зона расположена

на водоразделе. Длина аномальной зоны около 7 км, ширина 700-800 м. Аномальная зона наиболее интенсивна в восточной и центральной части. Аномальная зона № 2 расположена в 2 км севернее Дуванного надвига. Эта аномалия слабой интен-

сивности, простирается практически параллельно аномалии № 1. Длина аномальной зоны № 2 около 5 км, ширина 200 - 300 м. Аномальная зона № 3 расположена на западной окраине города Суходольск. Аномалия вытянута в субмеридиональном направлении, ортогональна к Дуванному надвигу. Прослеженная длина аномальной зоны 2 км, ширина 700-800м. В северном направлении аномалия выходит за пределы шахтного поля шахты "Суходольская -Восточная" в поле шахты "Дуванная". В этом направлении съёмка не производилась и детальные работы по данной аномалии не проводились. Аномальная зона № 4 расположена на северной стороне шахтного поля, вытянута в субмеридиональном направлении. Длина этой аномалии 3 км, ширина - от 100 до 600 м. В северном направлении аномальная зона № 4 выходит за пределы участка работ в поле ликвидированной шахты "Суходольская № 1". Геоэлектрическая аномалия № 5 расположена северо-западной главного ствола шахты "Суходольская - Восточная", размеры аномалии 1х1 км. В пределах аномальной зоны работает дегазационная скважина. Во время проведения полевых работ производилось бурение второй скважины. Аномальная зона № 6 расположена в восточном крыле шахтного поля. Эта аномалия вытянута в субмеридианальном направлении и имеет размеры аномалии 2х1 км. Аномальная зона продолжается в южном направлении и выходит за пределы шахтного поля на Российскую территорию.

В пределах шахтного поля шахты "Суходольская - Восточная" по результатам исследований выделена система субширотных и субмеридиональных тектонических нарушений. Основным тектоническим нарушением является Дуванный надвиг, субширотного простирания. В "лежащем" крыле надвига сформирована небольшая антиклинальная зона. Параллельно надвигу в северном направлении выявлены два мелкоамплитудных нарушения.

В зоне геоэлектрической аномалии № 1 в разрезе в интервале глубин от 350 до 1000 метров, выделен ряд аномально поляризованных пластов (АПП) типа "газосодержащий пласт" средней мощностью около 54 м. Суммарная мощность газосодержащих пластов в южной части аномальной зоны № 1, примыкающей к надвигу, максимальна и достигает 116 м. В северном направлении мощность газосодержащих пластов постепенно уменьшается до 57 м. В районе геоэлектрической аномалии № 1 скопление свободного метана обусловлено комбинированной газовой ловушкой антиклинального типа и тектонически экранированным нарушением Дуванного надвига.

Геоэлектрическая аномальная зона № 2 образована вдоль небольшого тектонического нарушения оперяющего зону Дуванного надвига. Свободный газ аккумулирован тектонически экранированной ловушкой. В пределах аномальной зоны выделено четыре газосодержащих пласта мощность которых составляет около 22 м.

Геоэлектрическая аномалия № 4 обусловлена скоплением свободного газа в тектонически экранированной ловушке. В этой зоне выделено шесть АПП мощностью 44 м. Наиболее мощные АПП расположены на глубине от 710 до 1074 м.

В пределах аномальной зоны № 5 пробурена дегазационная скважина, в которой зафиксирован приток метана до подхода горных работ. Суммарная мощность газосодержащих пластов в этой зоне составляет 50 м.

В пределах зоны № 6 пробурены дегазационные скважины с притоками газа. По результатам зондирования в пределах этой аномалии выделено шесть АПП. В кровле угольного пласта i_3 на глубине 1042-1061 м находятся пять АПП общей мощностью 28 м; в почве - на глубине 1225-1245 м находится АПП мощностью 15 м.

Согласно классическому представлению нефтегазовой геологии, всякая газовая ловушка определяется тремя основными факторами: коллектором, геологической структурой и газоэкранирующим покрытием. Относительно углегазовых залежей, су-

щественно отличающихся от традиционных газовых месторождений, указанные представления можно интерпретировать таким образом.

Коллектор формируется в зоне развития стержневой части палеопотока, поскольку эта часть характеризуется большими размерами породообразующих зерен, повышенными значениями пористости и значительным содержанием цемента, который сорбирует газ.

Геологическая структура коллектора может быть представлена разными типами: литологическим, тектоническим, классической замкнутой антиклиналью, незамкнутой антиклиналью.

Газозкранирующие покрытия ранее исследователи не выделяли, поскольку Донецкий бассейн не рассматривался как газовое месторождение и в таких исследованиях не было необходимости.

В отличие от типичных нефтегазовых месторождений, Донецкий угольный бассейн испытал значительные тектонические преобразования вследствие имевшей место инверсии, которая послужила причиной формирования очень малой пористости (от 10-15% в породах раннего и среднего катагенеза до 4 - 8% в подобных отложениях центральных районов) и низкой газопроницаемости. К этому добавляется повышенная, относительно плотность и прочность пород.

По результатам исследований, выполненных Забигаило В.Е., Николиным В.И., Лукиным В.В., Пимоненко Л.И. [7, 8], естественная пористость песчаников, глинистых и песчаных сланцев Донецкого угольного бассейна (особенно открытая и эффективная) в некоторых геологических структурах составляет до 15%, но в большинстве своей низкая. Коэффициент открытой пористости пород разного генетического типа и степени катагенеза находится в пределах от 1,5 до 8-9%, а газопроницаемость нетронутых горными роботами пород - 0,01 - 0,6 мД, которые не попадают даже в класс с низкой газопроницаемостью - до 10 мД.

По данным Айруни А.Т., Галазова Р.А. и др. [9], а также по результатам газового каротажа, песчаники, глинистые и песчаные сланцы Донецкого угольного бассейна характеризуются низкими фоновыми значениями, природная метанообильность которых составляет $15 - 25 \cdot 10^{-3} \text{ м}^3/\text{т}$. При этом, указанные породы залегают в кровле и почве угольных пластов на площади до 90-95%. Это характерно и для поля шахты "Суходольская-Восточная". Например, непосредственная кровля пласта i_3' сложена преимущественно песчаным сланцем - до 70% площади и глинистым сланцем - до 20% площади. Известняк имеет незначительное площадное распространение. Основная кровля пласта i_3' почти по всей площади состоит из песчаного сланца, в восточной и центральной частях на обособленных участках из песчаников. Глинистый сланец имеет незначительное распространение в западной части шахтного поля. Почву пласта i_3' слагают песчаный (33%) и глинистый (45%) сланцы, а также песчаник (5%), который встречается на участках небольших размеров, т.е., выше и ниже пласта i_3' залегают преимущественно глинистые, песчаные сланцы и песчаники.

Деформационные характеристики песчаников, глинистых и песчаных сланцев Донецкого угольного бассейна высокие. Однако, исследования, выполненные Абрамовым Ф.А. и Шевелевым Г.А. [10], показали, что нагрузки образцов до 40 МПа приводят к уменьшению открытой пористости с 8-9 до 7, 5-8,5%, т.е. всего на 5-6 %.

Средняя плотность песчаников, глинистых и песчаных сланцев в основной и непосредственной почве, а также основной и непосредственной кровле пласта i_3' изменяется от 2,68 до 2,78 т/м³, средневзвешенная плотность составляет 2,73 т/м³. Средняя пористость указанных пород изменяется от 3,0 до 7,37%, а средневзвешенная составляет около 5,2%.

Скорость подвигания очистного забоя при выемке угольных пластов вызывает

впереди лавы изменения газового давления в углеродном массиве. Эти изменения приводят к образованию трещин в угольном пласте и вмещающих породах, разрушению углеродного массива. Существенное влияние на выделение газа из газовых ловушек в лаву оказывает газовая проницаемость, т.к. с уменьшением проницаемости ухудшаются условия фильтрации газа из газовой ловушки, чем вызвано увеличение газового потока в сторону очистного забоя. Графики замера давления газа в дегазационных скважинах, пробуренных с поверхности для дегазации 12 восточной и 23 западной лавы пл. i_3^1 ш. «Суходольская – Восточная» ОАО «Краснодонуголь» представлены на рис. 3.

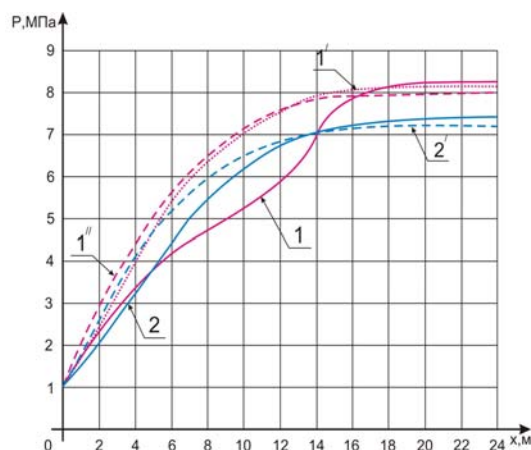


Рис.3. Давление газа впереди 12 восточной и 23 западной лавы пласта ш.«Суходольская – Восточная» ОАО «Краснодонуголь»: кривые 1, 2 - по данным шахтных замеров в дегазационных скважинах 12 восточной лавы; кривые 1', 2' - по данным шахтных замеров в дегазационных скважинах 23 западной лавы; кривые, 1'' - по расчетным данным

Графики распределения временного опорного давления впереди 12 восточной и 23 западной лавы в зонах включений «газовых ловушек» пласта ш. «Суходольская – Восточная» ОАО «Краснодонуголь» представлены на рис. 3

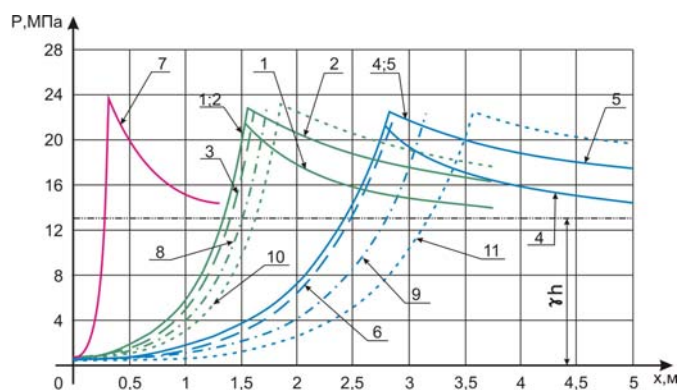


Рис. 3. Графики распределения временного опорного давления впереди очистных забоев в зонах включений «газовых ловушек» пласта i_3^1 ш. «Суходольская – Восточная» ОАО «Краснодонуголь»: кривые 3, 1, 2, 3, 8 – впереди действующей 12 восточной лавы, движущейся со скоростью 18 - 25 м/мес.; 4, 5, 6, 9 – впереди действующей 23 западной лавы, движущейся со скоростью 35 - 42 м/мес.; 7 – в период отстоя 12 восточной лавы по данным шахтных замеров; 10, 11 – по расчетным данным

Вывод:

1. Интенсивность работы комплексно-механизированных технологий на больших глубинах разработки зависит от величины максимальной концентрации углеводородных газов в газовых ловушках.
2. Обеспечение безопасной работы комплексно-механизированных технологий на больших глубинах разработки в зоне газовых ловушек вызывает необходимость регулирования скорости подвигания очистного забоя в проектном управлении комплексом технологических мероприятий интенсивности добычи угля.

Библиографический список

1. **Павлов С.Д.** Пути освоения природных газов угольных месторождений. Харьков. "Колорит", 2005. - 335 с.
2. Геология месторождений угля и горючих сланцев СССР: В 12 т. / Под ред. С.А. Скробова. - Т.1. Угольные бассейны и месторождения юга европейской части СССР. М.: Госгеолтехиздат, 1963. - 210с.
3. Газоносность угольных бассейнов и месторождений СССР: В 3 т. - Т.3. Генезис и закономерности распределения природных газов угольных бассейнов и месторождений СССР /Под ред. А.И. Кравцова. - М.: Недра, 1980. - 218 с.
4. **Задара Г.З., Мурич А.Т.** Распределение тяжелых углеводородов и редких газов в каменноугольных отложениях Среднего Донбасса // В сб.: Вопросы геологии, минералогии и геохимии угленосных отложений СССР. - Ростов-на-Дону: Изд. Ростовск. ун-та, 1975. - С. 116-126.
5. **Бакалдина А.П.** Роль метаморфизма углей в формировании их метаноносности // В кн.: Природные газы Земли и их роль в формировании земной коры и месторождений полезных ископаемых: Материалы Второго Всесоюзн. совещ. - К.: Наук. думка, 1985. - С.122 - 128.
6. **Бакалдина А.П.** Влияние петрографического состава углей на их сорбционную метаноемкость // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 1964. - №4. - С.10-12.
7. Газоносность угольных бассейнов и месторождений СССР: В 3 т. - Т.1. Угольные бассейны и месторождения европейской части СССР/ Под ред. А.И. Кравцова. - М.: Недра, 1979. - 626 с.
8. **Забигайло В.Е., Лукинов В.В., Пимоненко Л.И.** Тектоника и горно-геологические условия разработки угольных месторождений Донбасса. - К.: Наук. думка, 1994. - 150 с.
9. Газообильность каменноугольных шахт СССР. Комплексное освоение газоносных угольных месторождений / А.Т. Айруни, Р.А. Галазов, И.В. Сергеев и др. - М.: Наука, 1990. - 216 с.
10. **Абрамов Ф.А., Шевелев Г.А.** Свойства выбросоопасных песчаников как породы-коллектора. - К.: Наукова думка, 1972. - 98 с.

© Дегтярь Р.В., 2008

УДК 622.273:658.012.122.001

КУЗЬМЕНКО О.М., САВОСТЯНОВ О.В. (НГУ), РЯБЧЕВ В.Д. (АФ ГД і Т СУНУ ім. В.І. Даля)

ВПЛИВ ТЕХНОЛОГІЧНИХ ПРОЦЕСІВ НА СТРУКТУРНІ ЗМІНИ ГІРСЬКОГО МАСИВУ ПРИ ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ ВУГІЛЬНИХ РОДОВИЩ

Изучен механизм образования межслоевых расслоений породных слоев кровли впереди движущегося очистного забоя и определены зависимости изменения параметров образовавшихся полостей в горном массиве от технологических решений, принятых при разработке угольного пласта, и структурного строения вмещающих пород.

Геологічне середовище вугільних родовищ знаходиться під впливом всебічного стискання та розтягування. Це призводить до утворення середовищі різноманітних по-

лів за мінералогією, метаморфізмом напруженням, та утворенню зон інтенсивної тріщинуватості, що межують на їх границях. Джерелами таких перетворень є природні та штучні умови. До природними джерел відноситься космічний обмін Землі з іншими планетами Сонячної системи. Штучні умови спричиняються, в основному, веденням гірничих робіт. Це призводить до порушення рівноваги зонального розподілу геологічного середовища і зміни його мікро і макроструктури. Накопичена гірським масивом потенційна енергія пружного стискання отримує можливість для реалізації в бік послаблення тиску. Здійснюється робота з руйнування гірських порід у вигляді зсуву, розшарувань і відриву по нормалі до шару.

Посування гірничих робіт в геологічному середовищі провокує утворення зон підвищеного та зниженого гірничого тиску навколо гірничих виробок. Масштабність розповсюдження цих зон залежить від фронту гірничих робіт, що здійснюються на шахті.

Шари порід, що зависають над виробленим простором, передають частину своєї ваги на масив, який знаходиться попереду фронту посування гірничих робіт. В наслідок цих дій відбувається стискання вугільного пласта і порід безпосередньої покрівлі з витисканням їх в бік виробленого простору. Відбувається постійне прогинання більшості порідних шарів і часткове їх руйнування та обвалення в простір гірничих виробок і вироблену порожнину гірничого масиву. Таким чином, в гірничому середовищі вугільних родовищ відбуваються структурні перетворення. Інтенсивність їх утворень залежить від швидкості посування гірничих робіт та реологічних властивостей гірських порід. Потужність порідних шарів та їх міцність визначають циклічність структурних перетворень геологічного середовища. У більшості випадках розміри структурних утворень співпадають з розмірами геологічних змін, а саме, з відстанню між зонами інтенсивної тріщинуватості.

Зміна стану та структури геологічного середовища спотворює умови до перетікання підземних вод з вище розташованих горизонтів до горизонту, де ведуться гірничі роботи. По розкритим тріщинам газ метан проникає з прошарків вугільних пластів до гірничих виробок. Гірничі виробки є тим колектором до якого стікають енергетичні градієнти різноманітних полів, що мають місце в геологічному середовищі.

Постійний темп посування виробки в однорідних породах надає можливість до більше чи менш рівномірному протіканню процесів газообміну. При неоднорідних породах відбуваються стрибкоподібні зміни в процесах деформації і витікання рідини та газу.

Експериментально встановлено, що в масиві вугільного пласта попереду вибою в зоні опорного тиску можуть утворюватись області підвищених та знижених напружень. Їх розподіл відбувається наступним чином. Поблизу вибою на відстані від 1,5-2,0 до 10 м розташовується знижені напруження, за ними область гранично-напруженого стану, де напруження зростають у 2,5 рази в порівнянні з геостатичними, і далі - область природних напружень, що є притаманними даному тектонічному блоці.

В області знижених напружень опір вугільного пласта понижується до гірничого тиску, виникають передумови до відслонення масиву в бік виробки. В масиву формується розвинута система тріщин з високими фільтраційними можливостями до витікання газу та рідини.

Область гранично-напруженого стану порід характеризується великими деформаціями, які відбуваються стрибкоподібно з різким пересуванням в іншу область. Її розміри залежать від глибини гірничих робіт, відстані на якій знаходиться очисний вибій від розрізної печі, способу керування гірничим тиском, кута залягання пласта, його потужності та структурної будови, а також від властивостей породних шарів, що знаходяться в оточенні пласта.

На відстані 40-70 м, а інколи і більше, від вибою напруження гірського масиву мають значну величину, але деформації є порівняно невеликими. При попаданні в цю область свердловини чи виробки проявляється формування навколо неї своєї зони гранично-напруженого стану порід. Вплив очисного вибою на напружено-деформований стан масиву починає відчуватися на відстані 30-50 м і окремих випадках до 70 м попереду лави. Зона впливу вибою не постійна і має тенденцію до збільшення при відході від розрізної печі. Крім того, межа зони впливу лави розповсюджується в глибину масиву не монотонно з швидкістю посування вибою, а стрибкоподібно зі змінною амплітудою. Розташування зони опорного тиску змінюється перед черговим обваленням порід і характеризується збільшенням амплітуди, що утворює виникнення зони часткового розвантаження масиву. В свою чергу обвалення порід покрівлі призводить до швидкого перерозподілу опорного тиску, що проявляється в зниженні напружень в зоні вибою.

Зміна властивостей і структурної будови викодонебезпечних пластів і порідних шарів є основною причиною нерівномірного деформування контуру при забойної зони і стрибкоподібною зміни напружень попереду очисного вибою.

В гірському масиві вугільних родовищ з шаровою структурною будовою посування вибою спричиняє зсув порід у вигляді пошарового згинання з утворенням порожнин розшарування. Більш за все розшарування відбувається на контактах породних шарів покрівлі вугільних пластів, що межують між собою, і мають різну жорсткість, а саме, коли нижчий шар має меншу чи рівну жорсткість з вищим шаром порід. Це відбувається за тих обставин, що шари при прогині від земного тяжіння мають різне пришвидшення на траскторії зміни деформації. Порожнини розшарування розповсюджуються по підробленій площині і їх розміри залежать як від природних факторів, так і від технологічних параметрів виїмання вугільних пластів.

Для встановлення закономірностей формування порожнин гірський масив поділено на породні шари за їх літологічної різниці та потужності. При виконанні моделювання змінювалась потужність шарів, що залягають безпосередньо над вугільним пластом. Потужність першого шару оставалась незмінною при всіх варіантах і рівнялася 10 м. Вищий шар змінював свою потужність від 10 до 40 м з інтервалом в 10 м.

На першому етапі моделювання визначалися геометричні параметри епюр навантажень для кожного шару. За граничні умови прийнято вільне опускання породного шару, яке при рівних умовах, залежить від виїмкової потужності вугільного пласта і способу керування гірничим тиском, а також від міцності породних шарів на розтягування перпендикулярно нашаруванні та стисканню паралельно нашаруванні. Для кожного шару встановлювалась глибина його залягання від земної поверхні та визначалися фізичні параметри навантаження при заданих технологічних розмірах лави. Враховувалася довжина лави, швидкість її посування та кут, що утворюється між віссю штреку та лінією очисного вибою. Керування гірничим тиском прийнято повним обваленням порід при якому опускання порід складає 0,8 від виїмкової потужності пласта.

При відпрацюванні вугільного пласта відбудеться розшарування порід покрівлі і між шарами утворюються порожнини. Над виробленим простором породні шари розвантажуються від навантаження, що діє нормального до них. Розкриваються пори та тріщини і метан заповнює ці порожнини. Їх розміри залежать від нормальної потужності шарів, що межують між собою. Чим більша різниця між потужностями шарів, тим більша максимальна висота порожнини. В площині простягання порід розміри порожнини залежать від довжини лави, та її швидкості посування. Об'єм порожнини визначається з наступного виразу

$$W = \frac{\Delta h \times f \times E}{2}, \text{ м}^3;$$

де Δh - різниця між опусканням двох суміжних породних шарів, м; f - ширина порожнини розшарування, м; E - відстань між границею утворення порожнини до лінії змикання суміжних шарів, м.

Для одинокої лави, що знаходиться в оточенні вугільного масиву, ширини опорної зони визначається відстанню між границями опорних зон відкатного і вентиляційного штреків. Якщо лава з одного боку граничить з виробленим простором то цей розмір складає відстань між границею опорної зони і точки змикання порід у виробленому просторі. З цього слідує, що об'єм порожнини залежить від виймальної потужності пласта, швидкості посування очисного вибою, його довжини та терміну, за який відбувається утворення.

В результаті моделювання встановлені залежності зміни висоти утвореної порожнини в породнім масиві від потужності породних шарів та її особливості, що відбуваються при формуванні навантаження на масив при посуванні очисного вибою (Рис. 1.).

Аналіз отриманих результатів свідчить про те, що максимальна різниця між опусканнями двох суміжних шарів залежить як від довжини лави, так і від потужності суміжних шарів.

При збільшенні довжини лави висота порожнини розшарування зменшується. Найбільша різниця має місце при незначних розбіжностях в потужності суміжних шарів. При невеликій довжині лави порожнина розшарування зберігає свої розміри в бік виробленого простору в міру посування лави на довжину стовпа не більше 1000 м. При збільшенні довжини лави порожнина зменшується в бік виробленого простору і в кінці кінців відбувається змикання шарів.

Вплив швидкості посування лави на зміну висоти порожнини розшарування моделювався при довжині лави 150 м і потужності верхнього шару 40 м. Встановлені залежності впливу швидкості посування лави на зміну висоти порожнини при розшаруванні породних шарів. Їх результат наглядно продемонстровано на рис. 2.

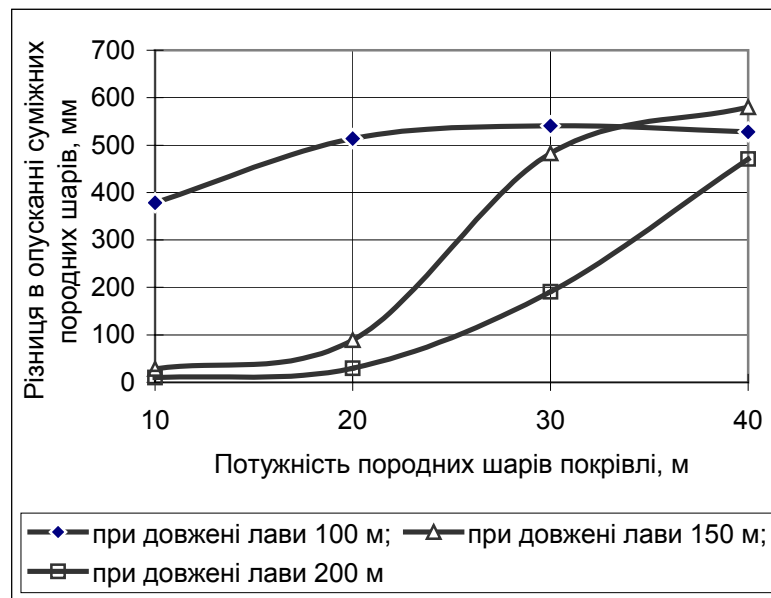


Рис.1. Залежності зміни висоти утвореної порожнини в породнім масиві від потужності породних шарів і довжини лави



Рис. 2. Залежність висоти порожнини розшарування породного масиву від швидкості посування лави

Аналізуючи графік рис. 2 можна стверджувати, що найбільшій інтенсивності зміни висота порожнини породного масиву досягає при швидкості посування лави 5 м/доб. На графіку виділяються два відрізки з різною динамікою інтенсивності опускань породних шарів, що призводить до збільшення висоти порожнини. На відрізку від швидкості посування лави 1 м/доб до 3 м/доб зростання висоти порожнини збільшується в три рази швидше ніж при подальшому збільшенні швидкості. З цього можна зробити висновок, що при невеликих швидкостях посування лави газ метан має більше можливості накопичуватись в утворених порожнинах порід покрівлі вугільних пластів, виділяючись з розпушених гірничим тиском вугільних пропластків.

Кількість метану, що може накопичуватися в утвореній порожнині, залежить від її об'єму, який в свою чергу залежить від технологічних параметрів виймання вугільного пласта. На рис. 3 приведена залежність динаміки зміни об'єму порожнини розшарування гірського масиву від потужності породних шарів покрівлі та довжини лави. Аналізуючи отримані графіки стає зрозумілим наскільки впливовим фактором є довжина лави. Найбільшого об'єму газу метану може накопичитись при довжині лави 100 м і потужності нижнього шару 10 м і верхнього - 40 м. З цього слідує, що динаміка змін природного стану геологічного середовища є притаманною коротким лавам, де гірський масив не встигає пройти процес релаксації за короткий термін зміни технологічних процесів.

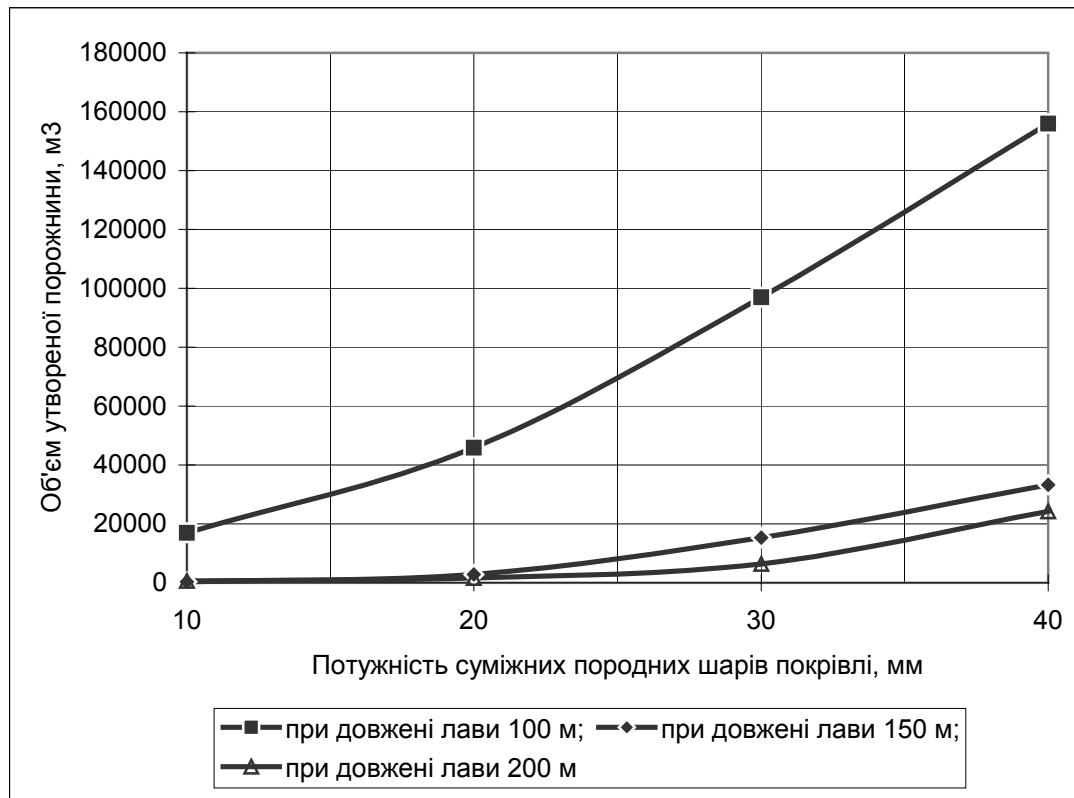


Рис. 3. Залежність динаміки зміни об'єму порожнини розшарування гірського масиву від потужності породних шарів покрівлі та довжини лави

Висновок

В результаті моделювання впливу технологічних параметрів виймання вугільних пластів на зміну структури геологічного середовища встановлено, що швидкість посування лави і потужність породних шарів покрівлі є домінуючими факторами і вони в значній мірі визначають динаміку структурних перетворення гірського масиву.

Перетворенні геологічного середовища в гірничий масив відбувається з різною інтенсивністю і має чітко виділені інтервали, що відрізняються один від одного за динамікою в декілька разів.

Знаючи можливий характер розвитку деформаційних процесів, можна прогнозувати стан гірського масиву та приймати відповідні технологічні параметри для уникнення небажаних явищ, що ускладнюють ведення гірничих робіт.

© Кузьменко О.М., Савостянов О.В., Рябічев В.Д. 2008

УДК 622.016.3.112.3

КАСЬЯН М.М., ОВЧАРЕНКО М.А., САХНО І.Г., ПЕТРЕНКО Ю.А., НЕГРІЙ С.Г.
(ДонНТУ)

ОБҐРУНТУВАННЯ ПАРАМЕТРІВ НОВОЇ ТЕХНОЛОГІЇ ПЕРЕКРІПЛЕННЯ ВИРОБОК ЗА ДОПОМОГОЮ МЕТОДУ СКІНЧЕНИХ ЕЛЕМЕНТІВ

Представлені результати розрахунку параметрів нового способу перекріплення виробок з використанням методу кінцевих елементів.

В даний час середній питомий обсяг кріплення гірничих виробок складає близько 16 м на кожні 1000 т видобутого вугілля, а обсяг перекріплення – 7,5 м на кожні 1000 т. Це свідчить про те, що в найближчі роки перекріплення і ремонт залишаться одним з основних способів забезпечення експлуатаційного стану виробок.

Ведення ремонтних робіт на вугільних шахтах, зазвичай, супроводжується неконтрольованим випуском породи, що призводить до збільшення термінів виконання і вартості ремонтних робіт. Тому розробка технологій ведення ремонтних робіт, що виключають зайвий випуск породи із простору за кріпленням, є актуальною задачею для вугільної промисловості.

Існуючі технології ремонтних робіт, що не допускають випуск породи із простору за кріпленням, засновані на застосуванні випереджаючого шильового кріплення і спорудженні укріпленої оболонки за контуром проектного перетину виробки шляхом нагнітання зміцнюючих складів [1]. Основним недоліком застосування випереджаючого забивного кріплення є висока трудомісткість робіт і низькі темпи ремонту виробок. Спорудження захисної оболонки навколо виробки, що ремонтується, шляхом ін'єкційного зміцнення порід сполучено з необхідністю використання спеціального устаткування і дорогих зміцнюючих матеріалів. Крім того, існуючі способи нагнітання скріплюючих складів не забезпечують спрямовану локальну обробку породного масиву в необхідних межах, що призводить до зміцнення ділянки порід, які підлягають виїмці.

У ДонНТУ запропоновано технологію проведення ремонту виробок, яка разом зі зниженням вартості робіт забезпечує мінімальне порушення сформованого у навколишньому масиві рівноважного стану, що сприяє стійкому стану виробок в післяремонтний період [1]. Сутність її полягає в тому, що за допомогою технічних засобів у зоні можливого обвалення порід за межами проектного контуру виробки, що ремонтується, створюється розпір, який забезпечує самопідтримку породних фрагментів за рахунок збільшення сили тертя між ними (рис. 1).

Встановлення технічної можливості реалізації механізму забезпечення самопідтримки породного масиву в зоні можливого його обвалення в порожнину виробки, що ремонтується має науковий і практичний інтерес.

Для обґрунтування параметрів запропонованого способу перекріплення виробок на основі штучного створення розпору в зоні можливого обвалення порід було проведено математичне моделювання методом скінчених елементів з використанням програмного комплексу ANSYS. Задача вирішувалася в об'ємній постановці в масштабі 1:1.

На рис. 2 показана розрахункова кінцевоелементна модель. Рішення поставленої задачі здійснювалось при наступних допущеннях: межа зони можливого обвалення порід покрівлі виробки H поширюється до границі зони зруйнованих порід навколо виробки; породні фрагменти за формою являють собою паралелепіпеди з висотою, рівною потужності породних шарів. Породні фрагменти мали пружні властивості.

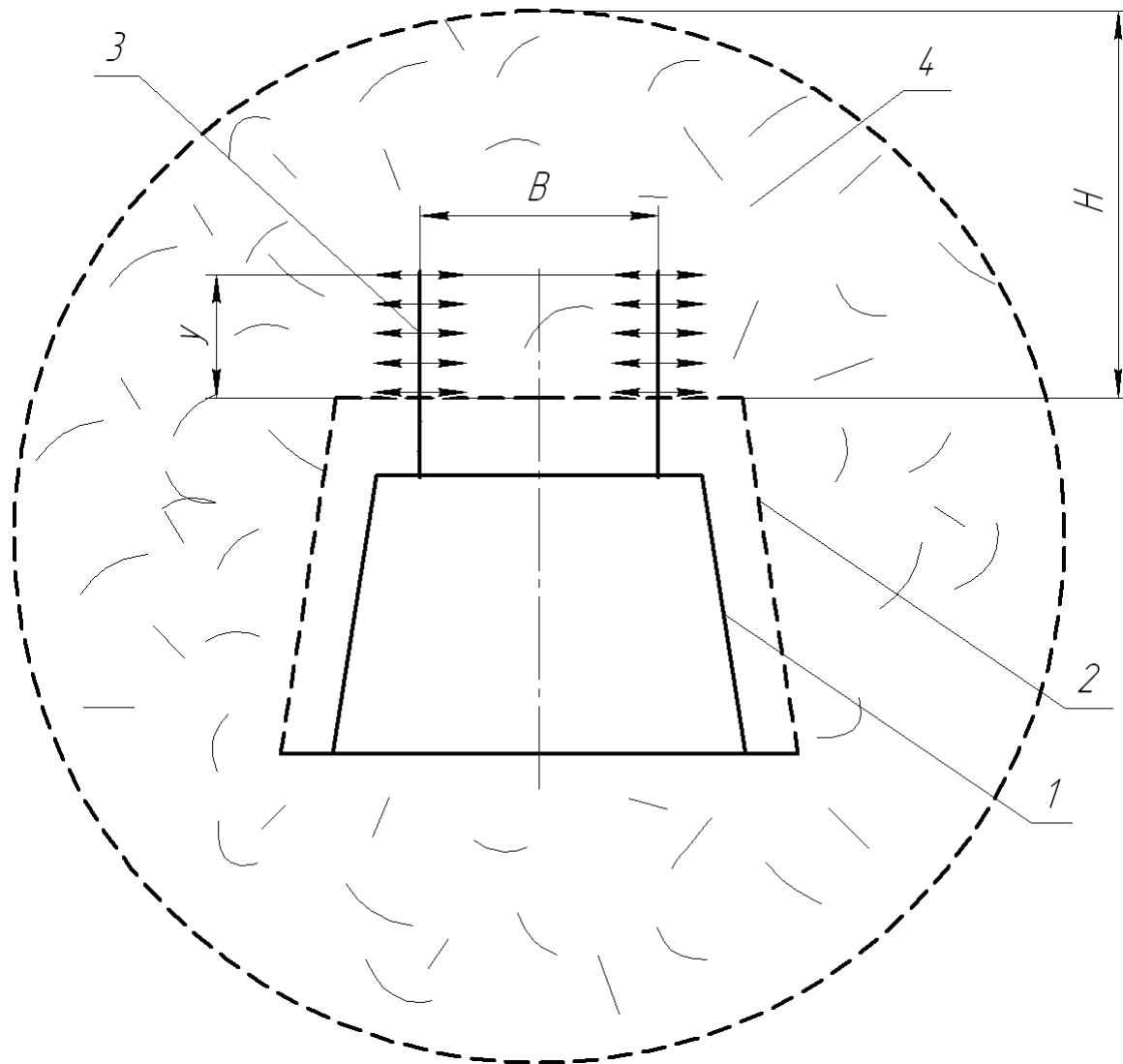


Рис. 1. Схема реалізації пропонуємого способу перекріплення виробок: 1 – фактичний контур виробки; 2 – проектний контур виробки; 3 – шпурси з розпірними елементами; 4 – можлива зона обвалення порід.

Рівноважний стан області породного масиву по ширині B забезпечується за рахунок додавання розподіленого навантаження q по його краях на ділянці y . При цьому сумарні сили тертя по вертикальних границях породних блоків $F_{тр}^e$ врівноважуються їхньою вагою з урахуванням додаткового навантаження, що створюється вагою порід.

При рішенні задачі варіювалися наступні параметри: розмір і кількість фрагментів, що стискаються $n_{бл}$ (ступінь зруйнованості порід), коефіцієнт тертя між фрагментами $k_{тр}$, значення розподіленого навантаження (висота можливого обвалення). Були прийняті постійними пружні властивості порід і їхня об'ємна вага.

Вирішувалася задача забезпечення стійкості конструкції, тобто визначали мінімально необхідну величину розподіленого навантаження q для забезпечення самопідтримки.

На рис. 3 і 4 приведені результати розрахунку поставленої задачі, відповідно картини розподілу вертикальних зсувів і еквівалентних напруг, розрахованих по енергетичній теорії міцності, при кількості породних фрагментів - 4.

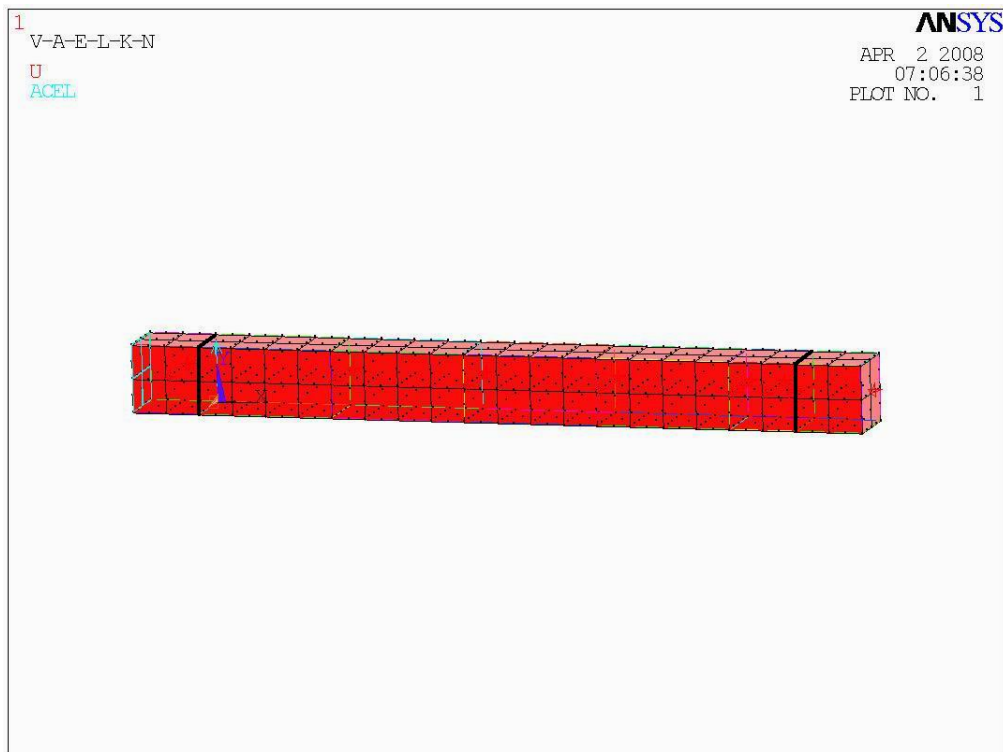


Рис. 2. Розрахункова модель для проведення аналізу за допомогою методу скінчених елементів

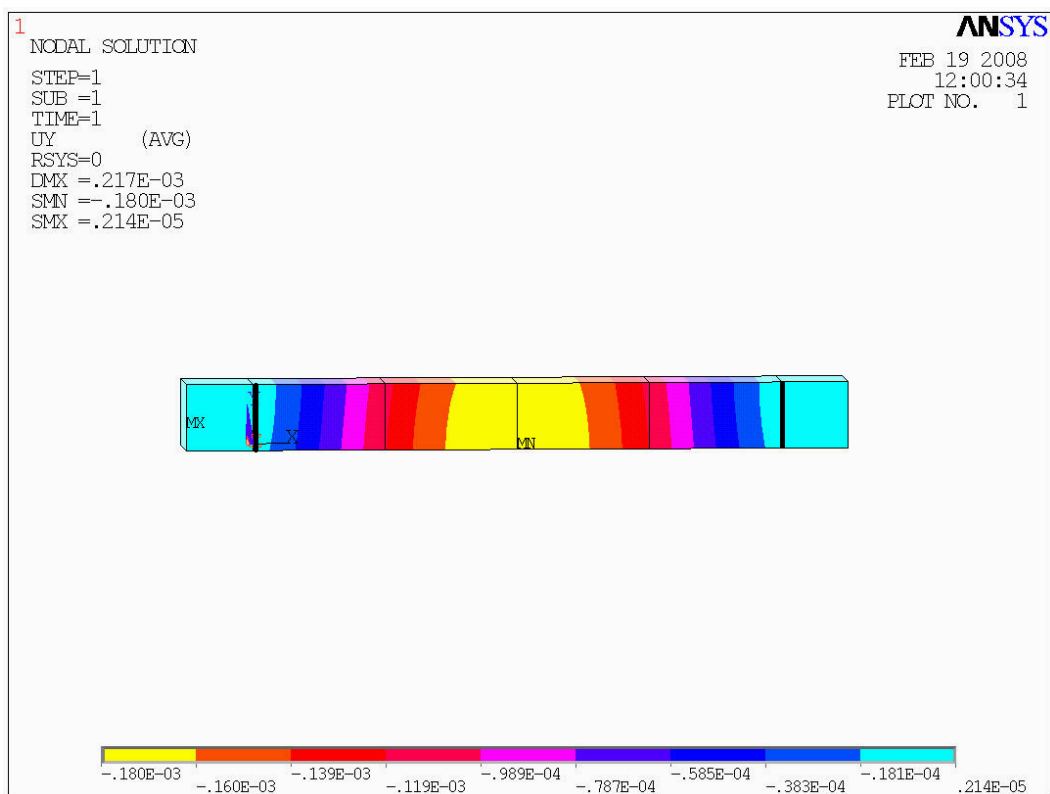


Рис. 3. Картина розподілу вертикальних зсувів при рішенні задачі

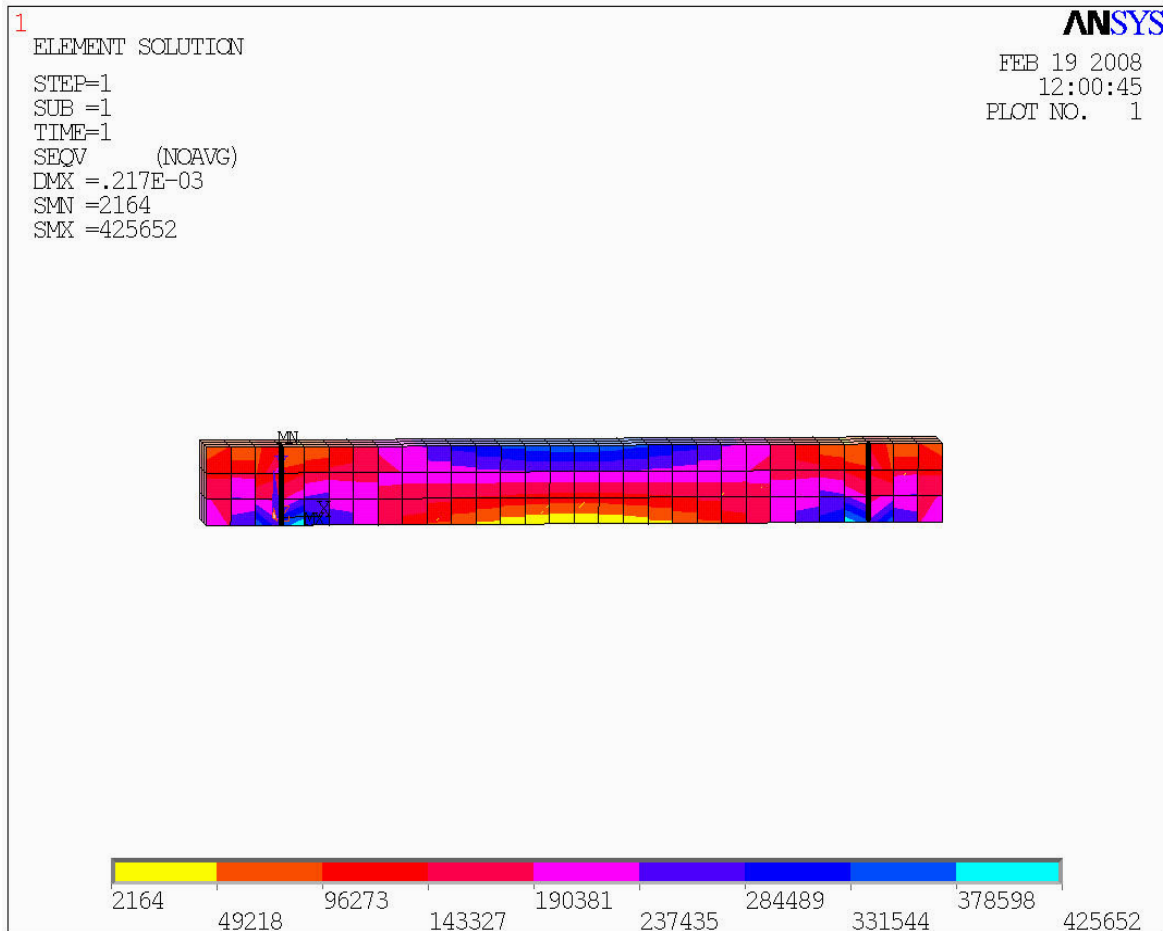


Рис. 4. Розподіл еквівалентних напруг, розрахованих по енергетичній теорії міцності

З рис. 3 видно, що відбуваються переміщення і поворот одних породних фрагментів щодо інших, максимальні зсуви спостерігаються в центрі прольоту, що відповідає механізмові втрати стійкості. З рис. 4 видно, що максимальні напруги спостерігаються в кутах вигину шарнірної балки, що моделюється, а мінімальні напруги - у середині прольоту, тобто в місці максимальних деформацій.

Результати проведеного моделювання оброблялися методами математичної статистики за допомогою пакета програм SPSS. Це дозволило, з вірогідністю 95%, одержати регресійну залежність

$$q = \frac{Q}{k} (0,0155k_{mp}^{-0,7} + 0,0008 \ln(n_{\text{бл}})), \quad (1)$$

де Q – вага порід у межах зони можливого обвалення, кгс; k – відношення висоти ділянки, на якій додається навантаження, до висоти можливого обвалення.

$$k = \frac{y}{H},$$

$n_{\text{бл}}$ – кількість породних фрагментів на ділянці між шпурами B , шт.

З урахуванням сил тертя по горизонтальним границям блоків вираз (1) прийме вигляд

$$q = \frac{Q}{k} \left(0,0155k_{mp}^{-0,7} + 0,0008 \ln(n_{\text{бл}}) \right) + \frac{Q \cdot k_{mp} (1 - k_{mp})}{F} (2 - k), \quad (2)$$

де F – площа горизонтальної площини, на якій виникають сили тертя, м^2 .

Результати розрахунків по формулах (1) і (2) для умов $H=4\text{м}$, $y=2\text{м}$, $\gamma=2,5\text{т/м}^3$, $k_{\text{тр}}=0,4$ показані на рис. 5, 6.

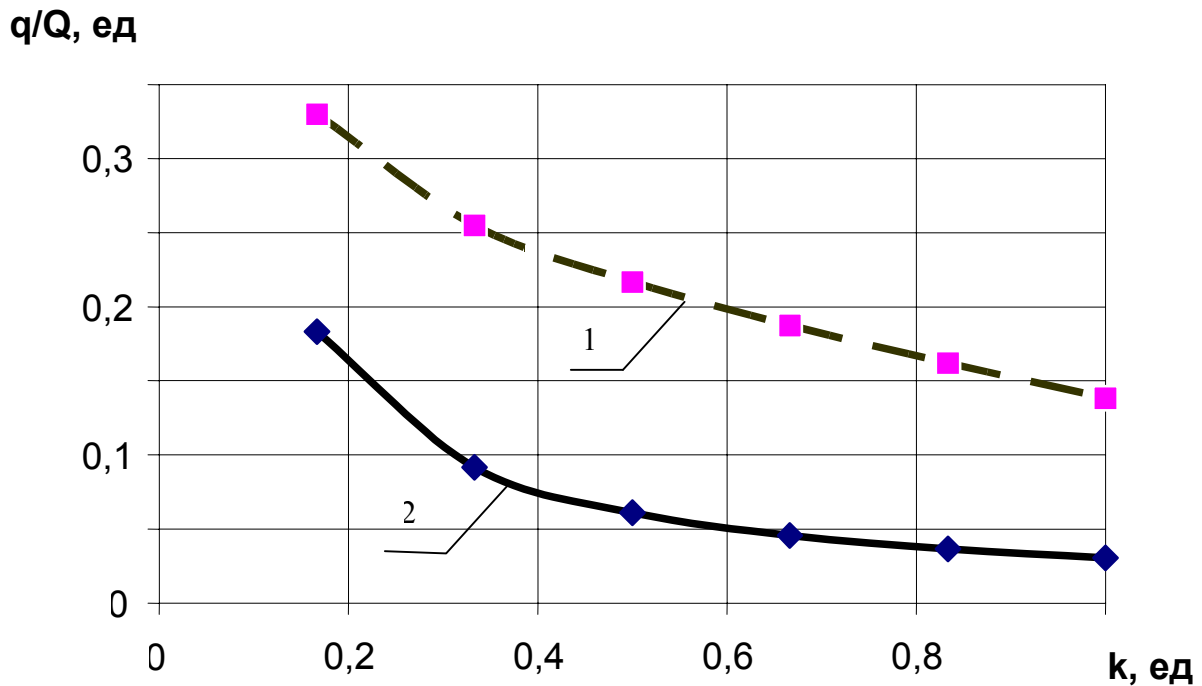


Рис. 5. Графіки залежності q/Q від k (1, 2 – з урахуванням сил тертя по горизонтальним площадкам і без врахування цих сил відповідно).

З рисунка 5 видно, що навантаження, які додаються на границі породних фрагментів що стискаються, з урахуванням сил тертя по горизонтальним площадкам повинні складати 14 - 33% від ваги порід, схильних до обвалення, при відношенні висоти зони, що стискається, до висоти обвалення 0,16-1 відповідно.

Аналіз залежності величин розпору (q) від довжини ділянки порід, що стискаються (y) (рис. 6) показує, що зі збільшенням останнього з 0,5 до 3 м необхідна величина розпору зменшується з 2,7 до 0,45 МПа – для випадку без врахування горизонтальних сил тертя, і з 5 до 2,07 МПа – з урахуванням цих сил. Зазначений тиск цілком може бути забезпечений за допомогою існуючих засобів створення розпору в зруйнованих породах, зокрема невибухових руйнуючих речовин.

Таким чином, проведені дослідження підтверджують технічну можливість реалізації пропонованої технології пере кріплення виробок.

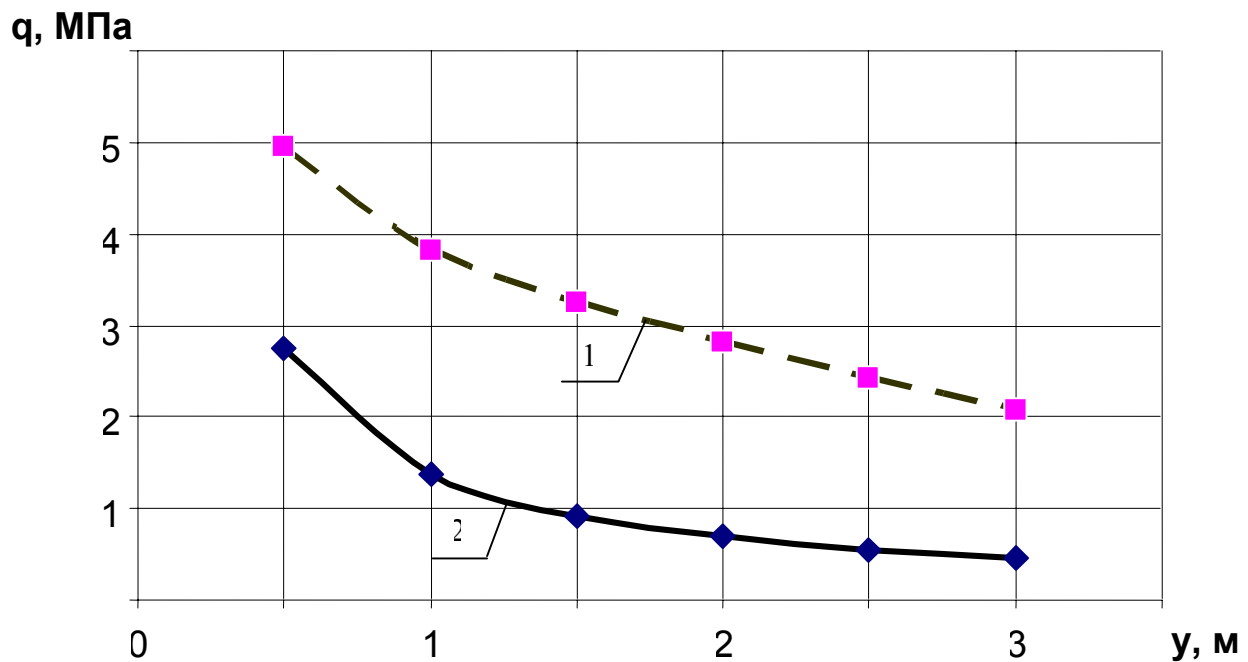


Рис. 6. Графіки залежності необхідної величини распору (q) від довжини ділянки порід, що стискаються (y) (1, 2 – з урахуванням сил тертя по горизонтальним площадкам і без врахування цих сил, відповідно)

Бібліографічний список

1. Разработка технологии перекрепления выработок, обеспечивающей их устойчивость в после-ремонтный период / Н.Н. Касьян, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков, Н.А. Овчаренко // Геотехнологии и управление производством XXI века. Том 1. Монография. - Донецк: ДонНТУ, 2006. – С. 32-38.

© Касьян М.М., Овчаренко М.А., Сахно І.Г., Петренко Ю.А., Негрій С.Г., 2008

УДК 622.45:622:82/83

ПАШКОВСКИЙ П.С., КРАВЧЕНКО Н.М., КРАВЧЕНКО М.В. (НИИГД «Респиратор»)

КОМПЛЕКСНОЕ РЕШЕНИЕ ПРОБЛЕМ ВЕНТИЛЯЦИИ ШАХТ В НОРМАЛЬНЫХ И АВАРИЙНЫХ УСЛОВИЯХ

Рассматриваются возможности современного комплекса программ «Вентиляция шахт», предназначенного для моделирования вентиляционных сетей шахт на ПЭВМ, оперативного решения задач проветривания и разработки планов ликвидации аварий.

Безопасность труда на рудниках, шахтах, метрополитенах (в дальнейшем шахт) зависит, прежде всего, от обеспечения объектов проветривания необходимым расхо-

дом воздуха и устойчивость вентиляционных потоков по величине и направлению. Непосредственно от выбора вентиляционного режима в ходе ликвидации аварии, например в случае пожара, зависит жизнь рабочих и спасателей, находящихся под землей, а также оперативность тушения очага загорания.

Необходимо заранее оценивать последствия вероятных аварийных ситуаций, с помощью методов математического моделирования физических процессов. Результаты таких прогнозов должны дополнять интуицию и опыт специалистов в условиях чрезвычайных ситуаций.

Для решения на ПЭВМ широкого круга задач проветривания подземных объектов в нормальных и аварийных условиях разработан программный комплекс «Вентиляция шахт» [1,2] для операционных систем Windows. Его назначение – разработка математических моделей вентиляционных сетей шахт и решение на таких моделях задач:

- проектирования систем вентиляции;
- предупреждения аварийных ситуаций и обеспечения безопасных условий труда в шахтах и рудниках;
- разработки планов ликвидации аварий (ПЛА), моделирования потенциально опасных ситуаций, расчета аварийных вентиляционных режимов, поддержания компьютерного варианта ПЛА.

В комплексе «Вентиляция шахт» реализованы многочисленные процедуры для работы с изображениями схем вентиляции шахт – разработан оригинальный графический редактор, ориентированный на задачи рудничной вентиляции. С его помощью вводится исходная информация, непосредственно на схеме выполняются последующие корректировки. Для большей наглядности на схеме вентиляции отображаются результаты решения сетевых задач. Схема вентиляции шахты (рудника) или фрагмент схемы постоянно отображается в главном окне программы (рис. 1). Перед использованием в задачах подготовленная информация тестируется и исправляется. После создания графического образа объекта и его математической модели можно переходить к решению задач нормального и аварийного проветривания. Работа с программой сводится к вводу данных в диалоговые окна на экране, дальнейшим расчетам по заданным алгоритмам и анализу результатов, представленных в графическом и табличном виде.

Базовой задачей является расчет распределения воздуха в сети определенной топологии по известным аэродинамическим сопротивлениям горных выработок и параметрам источников тяги. Направления и величины потоков воздуха в каждой ветви, определенные для нормальных условий, используются практически во всех задачах.

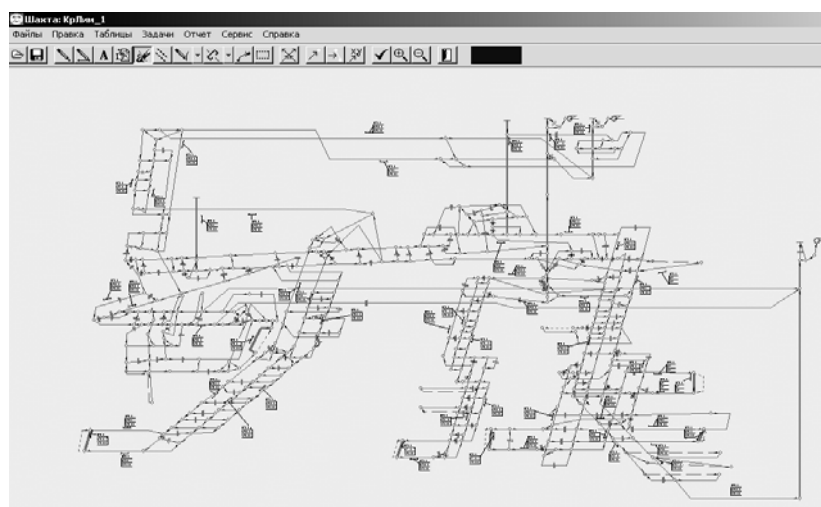


Рис. 1. Схема вентиляции шахты «Краснолиманская» в главном окне программы

Основные задачи, которые можно решать с помощью комплекса программ «Вентиляция шахт»:

- расчет воздухораспределения в сети горных выработок;
- проверка обеспеченности объектов проветривания необходимым расходом воздуха, оценка качества вентиляционных сооружений, расчет общешахтного баланса воздуха и генерация соответствующего отчета;
- построение депрессиограмм и генерация соответствующего отчета;
- расчет воздухораспределения в сети горных выработок с возможностью задания фиксированных параметров потока;
- регулирование распределения воздуха в сети для обеспечения объектов проветривания необходимым расходом и расчет параметров регуляторов и источников тяги (вентиляторов);
- проверка устойчивости проветривания;
- прогноз распределения газообразных примесей (от заданных источников), в вентиляционной сети, определение выработок, где содержание вредных газов может превысить ПДК;
- анализ взрывоопасности атмосферы;
- определение максимальной депрессии и других параметров пожара в зависимости от горючей нагрузки аварийной выработки;
- оценка устойчивости вентиляционных струй при пожарах в наклонных горных выработках с нисходящим и восходящим проветриванием;
- расчет параметров конвективных потоков (рис. 2);

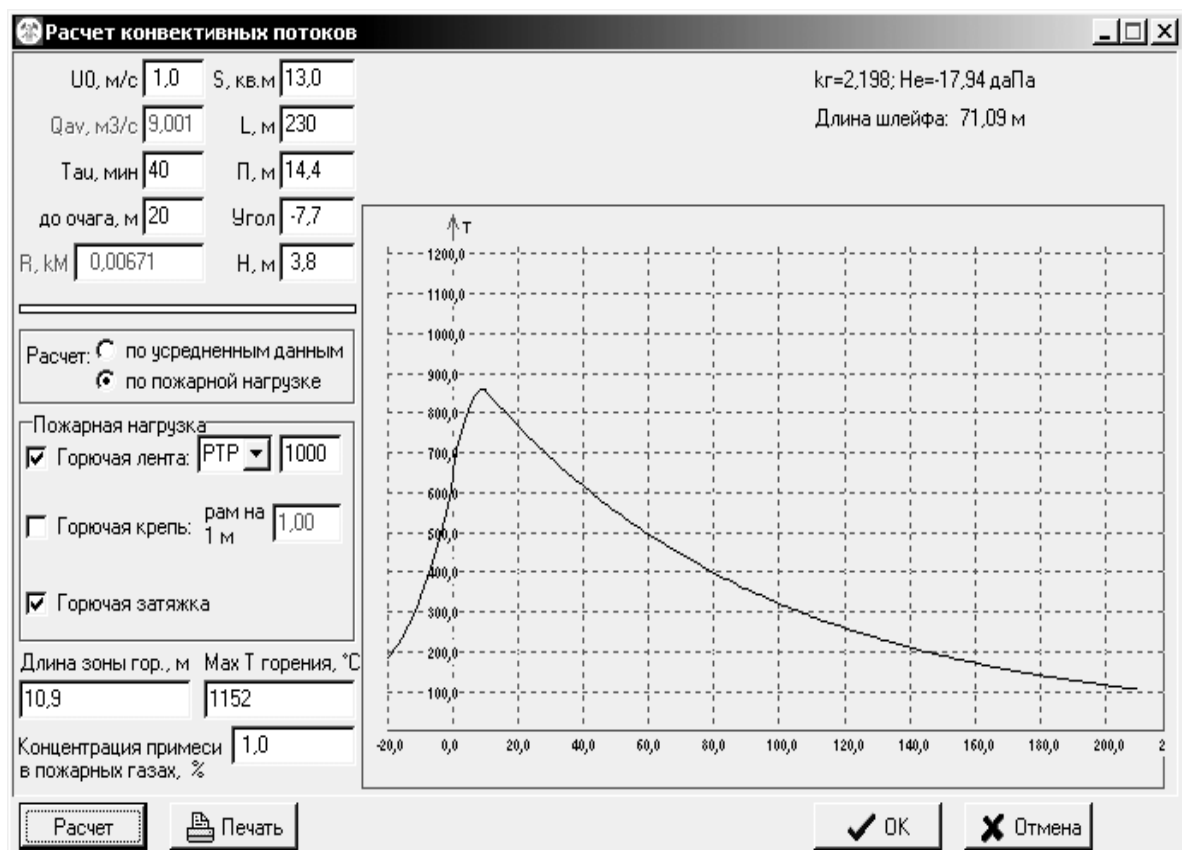


Рис.2. Окно на экране дисплея для ввода исходных данных и просмотра результатов при расчете параметров конвективных потоков в горных выработках шахт.

- моделирование мероприятий для повышения устойчивости проветривания наклонных выработок в случае пожара;
- построение зоны пожарных газов, определение возможных мест опрокидывания вентиляционных струй при пожаре;
- расчеты аварийных режимов проветривания;
- определение кратчайших путей вывода горнорабочих из аварийных участков, расчет времени выхода;
- определение оптимальных маршрутов и времени движения горноспасателей в зависимости от вида выполняемой работы;
- поддержание компьютерной версии плана ликвидации аварий, создание графических приложений к ПЛА (рис.3), печать схем вентиляции шахт с выделением позиций на принтерах и плоттерах;

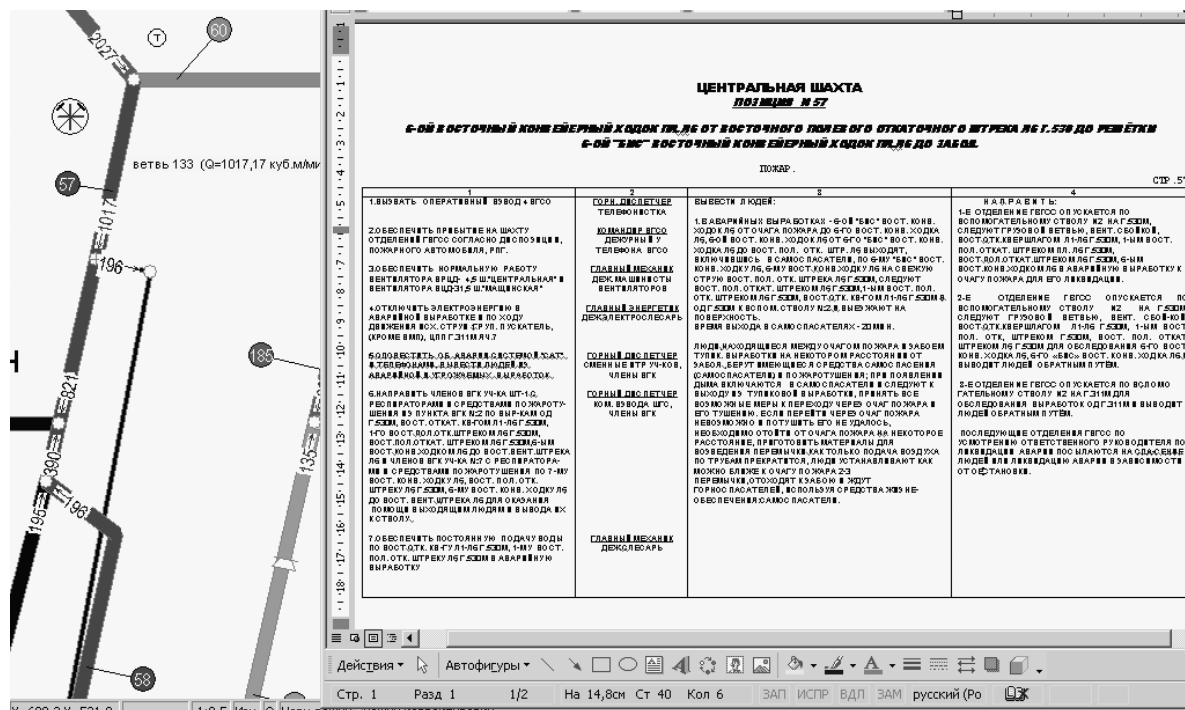


Рис. 3. Работа с планом ликвидации аварий.

Важнейшие отличия комплекса «Вентиляция шахт» от известных программ аналогичного назначения [3,4]:

- высокая эффективность системы: широкий класс решаемых задач и представленные результаты в графическом и табличном виде в сочетании с очень скромными требованиями к техническим средствам. Необходимый объем свободной памяти – порядка 5 Мб (три дискеты); требуется ПЭВМ с процессором типа Pentium-200 и оперативной памятью 32 Мб;
- в состав системы входят оригинальный графический редактор, включающий все необходимые функции для работы со схемами вентиляции и их печати, и генератор отчетов для разработки и печати табличных документов. Графический редактор, специально ориентированный на решение задач рудничной вентиляции, обеспечивает представление результатов решения задач непосредственно на схемах (рис. 4). В каждой

выработке направлению движения воздуха соответствует стрелка: красная для свежей струи и синяя для исходящей, величине расхода воздуха – число рядом со стрелкой. Таким образом, можно быстро оценить объем и качество (свежие или исходящие) поступающих в любой узел воздушных потоков;

- не требуются дополнительные дорогостоящие программные средства типа AUTO-CAD, FASTREPORT;
- включены оригинальные задачи для моделирования аварийных ситуаций и проектирования вентиляционных систем;
- очень просто организован диалог пользователя с программой, поэтому программа легко осваивается специалистами шахт и горноспасательных служб.

Комплекс «Вентиляция шахт» с 2000 года используется на предприятиях Украины и России [5]:

Комплекс «Вентиляция шахт» с 2000 года используется на предприятиях Украины и России [5]:

- в аварийно-спасательных частях Кривого Рога;
- в военизированных горноспасательных частях (ВГСЧ) Юга и Центра (г. Губкин, Россия), обслуживающих рудники Курской магнитной аномалии;
- в ВГСЧ Ростовской области;
- в проектных и научно-исследовательских институтах;
- на шахтах Украины и России (свыше 50 шахт).

«Вентиляция шахт» применялась при проектировании и разработке аварийных вентиляционных режимов для Днепропетровского метрополитена.

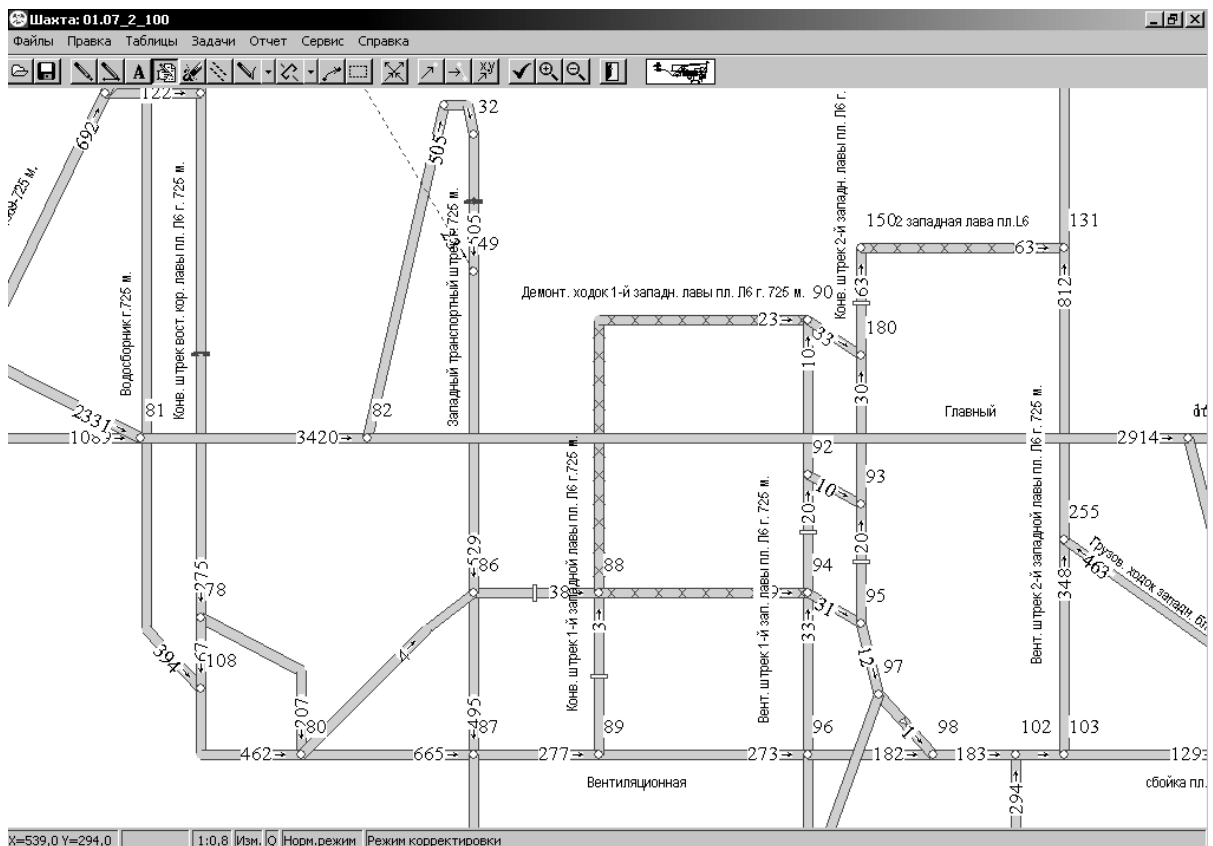


Рис. 4. Фрагмент схемы вентиляции шахты «Белореченская» на экране монитора с результатами расчета воздухораспределения

По отзывам пользователей, комплекс программ «Вентиляция шахт» удобен и надежен в работе. Его эффективность и быстродействие были проверены в аварийных условиях, когда компьютерное моделирование помогло принять правильные решения при выборе вентиляционных режимов.

Программный комплекс применялся в ходе тушения пожаров на шахте им. А.Ф.Засядько и на шахтах Ростовской области («Южная», «Майская», «Аютинская», «Дальняя», «им. 50-летия Октября», «Юбилейная», «Западная»). Расчеты, оперативно выполненные службой ВДС ОВГСО Ростовской области при ликвидации аварии из-за прорыва воды на шахте «Западная» (г. Новошахтинск, 2003 г.), позволили верно оценить развитие ситуации и спасти 46 горняков, находившихся в затапливаемых горных выработках. Программное обеспечение для моделирования аварийных ситуаций и работы с ПЛА интегрировано в унифицированную телекоммуникационную систему диспетчерского контроля и автоматизированного управления горными машинами и технологическими комплексами (УТАС), разработанную и внедряемую на шахтах Украины Петровским заводом угольного машиностроения.

Годовой экономический эффект от применения этой компьютерной системы для оптимизации проветривания в нормальных условиях составил: на шахте им. А.Ф.Засядько 511 тыс. грн, на шахте «Комсомолец Донбасса» 389 тыс. грн, в ОВГСО Ростовской области 630 - 655 тыс. руб, в ВГСЧ Юга и Центра 525,330 тыс. руб.

Наибольшую пользу от применения комплекса «Вентиляция шахт» следует ожидать на шахтах и рудниках, проветриваемых несколькими вентиляторами, где добыча полезных ископаемых ведется на больших глубинах, на нескольких пластах одновременно.

В целом, широкое внедрение компьютерного моделирования вентиляционных сетей с помощью комплекса «Вентиляция шахт» способствует повышению уровня квалификации и профессионализма горных инженеров, переходу от интуитивного принятия решений к научно обоснованному. А это, в свою очередь, обеспечивает безопасность работ в подземных условиях.

Библиографический список

1. **Кравченко М.В., Кравченко Н.М.** Решение задач вентиляции шахт на ПЭВМ // Состояние и перспективы развития Восточного Донбасса: Сб. научных трудов. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2001. – С. 70-72.
2. Комплекс программ для решения задач проветривания шахт в нормальных и аварийных условиях / **Пашковский П.С., Кравченко М.В., Кравченко Н.М., Бокий Б.В.** // 10-я сессия Международного Бюро по Горной Теплофизике (14-18 февраля 2005 г.). – Гливице, Польша, 2005. – С. 565-574.
3. **Жуков В.Д., Фищук А.В., Трофимов В.А.** «Электронный план ликвидации аварий на шахте «Щегловская-Глубокая» // Уголь Украины. – 2007. – № 3. – С. 36-38.
4. Руководство по эксплуатации программной системы РЕВОД. Версия 4.2. – Донецк: Академия горных наук Украины, Донбасский научный центр, 1999. – 71 с.
5. **Кравченко М.В., Кравченко Н.М.** Опыт внедрения программного комплекса «Вентиляция шахт» // Уголь Украины. – 2003. – № 2. – С. 26-28.

© Пашковский П.С., Кравченко Н.М., Кравченко М.В., 2008

УДК 622.42

ЛАПКО В.В., ЧЕРЕДНИКОВА О.Ю. (ДонНТУ)

МАТЕМАТИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ И ИССЛЕДОВАНИЕ ПЕРЕХОДНЫХ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ВЫЕМОЧНЫХ УЧАСТКАХ ШАХТ ДОНБАССА

Разработана математическая модель переходных газодинамических процессов выемочных участков шахт Донбасса, отличающаяся тем, что параметры модели априорно могут быть определены по штатным горнотехническим данным участка. Показано, что модель адекватно отображает газодинамические свойства участков шахт Донбасса.

Введение. Переходные процессы газодинамических процессов на выемочных участках шахт Донбасса имеют сложный и весьма специфический характер. Данные шахтных наблюдений МакНИИ [5] показывают, что при регулировании расхода воздуха в первый момент регулирования в исходящей струе участка возникает «всплеск» дебита и концентрации метана (рис.1) и установление нового стационарного значения концентрации метана происходит в течение весьма длительного времени.

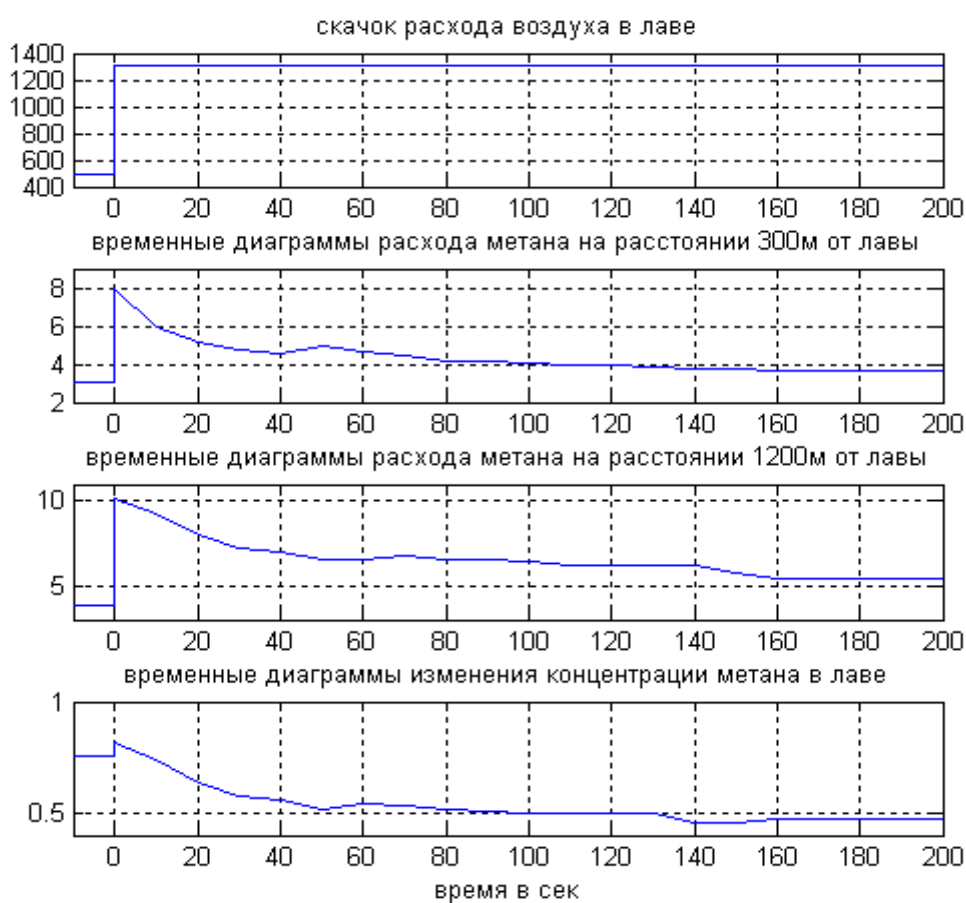


Рис. 1. Данные шахтных наблюдений переходных аэродинамических процессов в 1-ой восточной лаве шахты «Мушкетовская-Вертикальная»

Установлено, что газодинамические процессы в вентиляционной сети выемочных участков угольных шахт определяются совокупностью и взаимодействием переходных процессов по газу в «свободном» потоке выработок и утечках воздуха через выработанное пространство [1-4]. В общем случае каждый из этих элементов представляют систему с распределенными параметрами и неустановившиеся переходные процессы по газу в сети описываются уравнениями в частных производных [2,4]. Математическая модель газодинамики участка с распределенными параметрами является наиболее точной и играет определяющую роль для установления физической сущности нестационарных процессов по газу. Однако, для решения задач управления такая модель является избыточной, так как граничная частота метановыделения из лавы и пластовспутников, которые представляют основные возмущения по газу на участке, является незначительной и не превышает $0.001 \text{ рад}\cdot\text{с}^{-1}$ [3], что позволяет в математической модели участка как объекта управления распределенность аэрогазодинамических параметров участка не учитывать. В связи с этим, при решении задачи синтеза систем управления по газу для интерпретации динамических свойств участка вполне обоснованно использовать математическую модель участка с сосредоточенными параметрами. Заметим, однако, что динамические характеристики упрощенной математической модели участка с сосредоточенными параметрами должны быть достаточно точными и отражать те динамические свойства, которые способны заметным образом влиять на устойчивость и поведение системы управления в целом. В виду сложности проведения шахтных опытов на выемочных участках, кроме того, чрезвычайно важно, чтобы газодинамические параметры модели участка имели конкретный физический смысл и могли быть рассчитаны по штатным горнотехническим параметрам вентиляционной сети участка без проведения специальных шахтных экспериментов. Последним свойством не обладают все известные в настоящее время модели по газу [1-4].

Таким образом, основными проблемными вопросами построения математической модели участка как объекта управления является разработка и определение точностных характеристик уравнений переходных процессов газодинамики в выработках и выработанном пространстве вентиляционной сети участка как объекта с сосредоточенными параметрами.

1. Математическая модель переходных газодинамических процессов в выработках участка.

Для ограниченного частотного диапазона внешних возмущений в реальных системах управления по газу вполне обоснованно можно считать, что концентрация метана на всем протяжении выработки является одинаковой, а инерционность газодинамических процессов определяется скоростью перемешивания во всем объеме горной выработки, т.е. перемешивания массового расхода воздуха и массового дебита газа, поступающего в выработку.

При этих условиях для призабойного пространства уравнение переходных процессов по концентрации метана имеет вид [1]:

$$V_{\text{л}} \frac{dC_{\text{л}}}{dt} + (Q_{\text{л}} + Q_{\text{мл}})C_{\text{л}} = Q_{\text{мл}}, \quad (1)$$

где $Q_{\text{л}}$, $Q_{\text{мл}}$ – соответственно объемный расход воздуха в лаве и суммарный дебит метана из груди забоя разрабатываемого пласта; $V_{\text{л}}$ – объем лавы; $C_{\text{л}}$ – средняя концентрация метана в лаве участка.

В первом приближении при небольших по амплитуде приращениях дебита метана и воздуха ($q_{\text{л}} \ll 1$, $G_{\text{л}} \ll 1$) уравнение переходных процессов по газу (1) может быть представлено в стандартной линейной форме:

$$T_l \frac{dG_l}{dt} + q_l = q_{nl} + T_l \frac{dq_l}{dt}, \quad (2)$$

где $G_l = (Q_l - Q_{ол}) / Q_{ол}$ – относительное приращение расхода воздуха в лаве; $q_{nl} = (Q_{пл} - Q_{омл}) / Q_{омл}$ – относительное приращение суммарного дебита метана в лаву; $q_l = (Q_{мл} - Q_{омл}) / Q_{омл}$ – относительное приращение суммарного дебита метана на выходе из лавы; $Q_{мл}(t) = Q_{омл}(1 + q_l)$; $Q_l = Q_{ол}(1 + G_l)$; $T_l = V_l / Q_{ол}$ – время однократного обмена воздуха в объеме лавы при номинальном расходе воздуха.

На основании полученного математического описания (2) можно отметить следующие существенные особенности модельных переходных процессов по газу (рис.2).

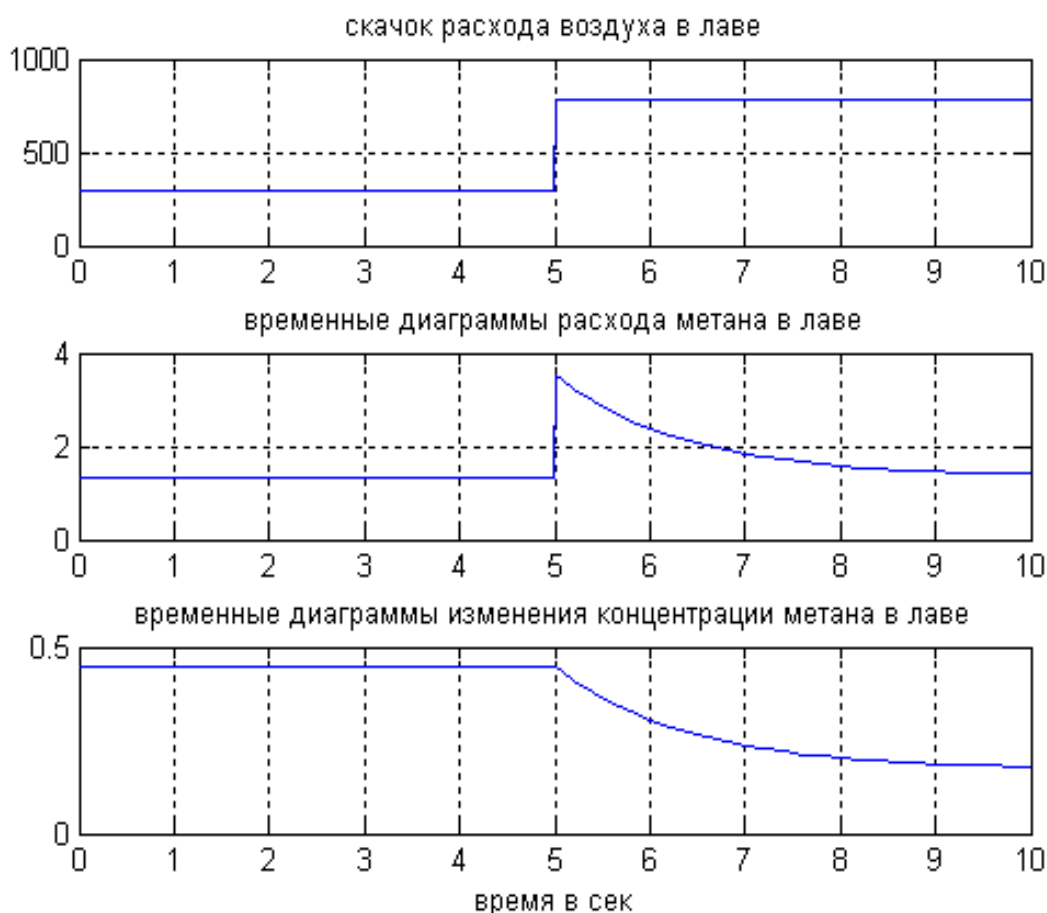


Рис. 2. Результаты модельного эксперимента переходных газодинамических процессов в лаве.

При быстрых (скачкообразных) изменениях дебита воздуха в лаве (G_l) возникает также резкое изменение (всплеск) дебита метана (q_l) относительно базового номинального значения $Q_{омл}$. При $t \rightarrow \infty$ приращение дебита метана лавы $q_l(t) \rightarrow 0$, т.е. дебит метана в лаве возвращается к номинальному значению $Q_{омл}$. Заметим также, что при скачкообразном изменении расхода воздуха и всплеске дебита метана в газозвушном потоке лавы всплеск концентрации метана на выходе лавы не формируется. Концентрация метана в первый момент времени (при $t=0$) остается неизменной и равной исход-

ному уровню $C_{ол}$. В дальнейшем при $t > 0$ концентрация метана лавы снижается до нового установившегося значения:

$$\bar{C}_{луст} = (1 + G_1)^{-1} < 1.$$

При $t \rightarrow \infty$ концентрация метана на выходе лавы при росте дебита воздуха устанавливается ниже исходного уровня $C_{ол}$: $C_{луст} < C_{ол}$.

2. Математическая модель переходных газодинамических процессов в выработанном пространстве и участка

Физическая сущность динамики газовыделения из выработанного пространства в литературе объясняется различным образом [1-4]. Однако, во всех работах имеются и некоторые общие положения.

Во-первых, признано, что по мере удаления от лавы режим движения утечек воздуха в выработанном пространстве изменяется от турбулентного к ламинарному. При этом показатель степени n в законе сопротивления движению воздуха в выработанном пространстве изменяется в пределах

$$1 \leq n \leq 2. \quad (3)$$

Значение этого коэффициента имеет важнейшее значение, т.к. от величины этого показателя зависит дебит утечек в данной части выработанного пространства при заданной депрессии лавы.

Для одного и того же элемента выработанного пространства при базовом и произвольном режимах проветривания с учетом (3) можно записать:

$$H_{овн} = R_{ен} Q_{оум}^n; H_{ен} = R_{ен} Q_{ум}^n,$$

где $Q_{оум}$, $H_{овн}$, $Q_{ум}$, $H_{ен}$ - соответственно утечки воздуха и депрессия в данном элементе выработанного пространства для базового и произвольного режимов проветривания; $R_{ен}$ - аэродинамическое сопротивление рассматриваемой зоны выработанного пространства; n - показатель степени в законе сопротивления (показатель турбулентности потока в выработанном пространстве).

На основании этих выражений определим утечки через выработанное пространство с учетом следующих соображений.

Ввиду турбулентного режима движения воздуха по выработкам участка для базового и произвольного режимов проветривания для депрессии участка могут быть записаны соотношения:

$$H_{уч} = R_{уч} Q^2; H_{оуч} = R_{уч} Q_o^2.$$

Приняв $H_{уч} = H_{ен}$ и $H_{оуч} = H_{овн}$, получим:

$$R_{ен} Q_{ум}^n = R_{уч} Q^2; R_{ен} Q_{оум}^n = R_{уч} Q_o^2.$$

Тогда для относительных расходов из последнего выражения получим:

$$\overline{Q_{ум}^n} = \overline{Q}^2, \quad (4)$$

где $\overline{Q_{ум}} = Q_{ум} / Q_{оум}$.

Дебит утечек воздуха для произвольного элемента выработанного пространства определяется выражением:

$$\overline{Q_{ум}} = \overline{Q}^m \quad (5)$$

где $m = 2/n$ – коэффициент турбулентности в данной области выработанного пространства.

Для относительных приращений дебитов воздуха соответственно из (5) получим:

$$(1 + G_{ym}) = (1 + G)^m \quad (6)$$

Величина показателя m определяется соотношением между дебитом утечек и расходом воздуха как в статическом, так и в динамическом режимах. В зоне выработанного пространства с турбулентным характером движения ($m = 1$) дебит утечек изменяется пропорционально расходу воздуха на участке. Для потоков утечек с промежуточным и ламинарным режимами движения $m > 1$ и относительное изменение дебита утечек ($\overline{Q_{ym}}$) будет существенно больше глубины регулирования расхода воздуха на участке \overline{Q} [2].

Определяющую роль выработанного пространства в формировании газодинамики участка исследователи единодушно связывают с тем, что выработанное пространство является коллектором значительного количества метана с относительно высокой концентрацией метана (по сравнению с концентрацией метана в выработках). При изменении дебита утечек в первый момент переходного процесса концентрация метана в утечках из выработанного пространства остается неизменной. Поэтому при изменениях объемных скоростей воздуха в утечках воздуха наблюдается всплеск дебита метана (при неизменном содержании (концентрации) газа в воздухе). Далее в течение некоторого периода по мере установления нового уровня средней концентрации метана в выработанном пространстве и, следовательно, в утечках воздуха, дебит метана на выходе снижается к стационарному значению, определяемому суммарным газовыделением пластов-спутников. Очевидно, преобладающее влияние всплеска дебита метана из выработанного пространства на формирование всплеска концентрации метана в исходящей струе участка происходит в том случае, если относительное изменение дебита утечек при изменении аэродинамического режима существенно больше глубины регулирования расхода воздуха на участке. Последнее возможно, если зона интенсивного газовыделения пластов-спутников находится в области выработанного пространства с промежуточным и ламинарным режимами движения утечек ($m > 1$). В соответствии с данными МакНИИ [5] наиболее интенсивное газовыделение из спутников в выработанное пространство происходит на расстоянии 30-50 м от лавы, где движение газовой смеси в выработанном пространстве происходит с относительно небольшими средними объемными скоростями ($0.02 \div 0.007$ м/с), а режим движения утечек близок к ламинарному. В силу этого на большинстве участков с преобладающим метановыделением из выработанного пространства при резких изменениях режима проветривания наблюдается всплеск как дебита, так и концентрации метана в исходящей струе участка, обусловленный различным характером движения воздуха через выработанное пространство и по горным выработкам участка.

Выделив из всего комплекса физических процессов газодинамики участка отмеченные выше физические явления, составим математическое описание газодинамики выработанного пространства и участка в целом как объекта управления.

Для упрощения решения задачи будем считать, что в газодинамически активном объеме выработанного пространства утечки воздуха движутся параллельно лаве. Тогда уравнение газодинамики для всего объема выработанного пространства может быть представлено как сумма дебитов газовой смеси из элементарных объемов выработанного пространства, параллельных лаве.

Для каждого такого элементарного объема выработанного пространства уравнение переходных процессов по концентрации метана в утечках воздуха может быть представлено в виде:

$$V_{\epsilon} \frac{dC_{\epsilon}}{dt} + (Q_{мсн} + Q_{ym})C_{\epsilon} = Q_{мсн}, \quad (7)$$

где V_{ϵ} – объем вынутого угля в рассматриваемом элементе выработанного пространства; C_{ϵ} – усредненная концентрация метана в утечках; $Q_{мсн}$, Q_{ym} – соответственно суммарное значение дебита метана из пластов-спутников и дебита утечек в рассматриваемом элементе выработанного пространства.

В первом приближении (при $q_{в} \ll 1$ и $G \ll 1$) получим:

$$\Phi_{\epsilon} + a_{ов} q_{\epsilon} = m_{\epsilon}, \quad (8)$$

где $a_{ов} = Q_{оут} / V_{\epsilon}$; $q_{\epsilon} = (Q_{м\epsilon} - Q_{омсн}) / Q_{омсн}$.

Если в уравнения газодинамики включить две зависимости (8) – одну для активно проветриваемой зоны (первая зона) и другую для удаленной от лавы области выработанного пространства (вторая зона), уравнения переходных процессов по дебиту метана в этих зонах выработанного пространства будут иметь вид:

$$\Phi_{\epsilon 1} + a_{ов 1} q_{\epsilon 1} = m_{\epsilon 1} \quad (9)$$

$$\Phi_{\epsilon 2} + a_{ов 2} q_{\epsilon 2} = m_{\epsilon 2} \quad (10)$$

где $q_{\epsilon 1} = (Q_{м\epsilon 1} - Q_{ом\epsilon 1}) / Q_{ом\epsilon 1}$, $q_{\epsilon 2} = (Q_{м\epsilon 2} - Q_{ом\epsilon 2}) / Q_{ом\epsilon 2}$ – соответственно относительное приращение газовыделения из первого и второго элементов выработанного пространства; $a_{ов 1} = T_{ов 1}^{-1} = Q_{оym 1} / V_{\epsilon 1}$; $a_{ов 2} = T_{ов 2}^{-1} = Q_{оym 2} / V_{\epsilon 2}$; $Q_{ом\epsilon 1}$, $Q_{ом\epsilon 2}$ – соответственно метановыделение из первой и второй зоны выработанного пространства в установившемся режиме проветривания; $Q_{оym 1}$, $Q_{оym 2}$ – соответственно дебит утечек воздуха из первой и второй части выработанного пространства; $V_{\epsilon 1}$, $V_{\epsilon 2}$ – свободный объем выработанного пространства, омываемый утечками воздуха, соответственно в первом и втором элементах выработанного пространства; $T_{ов 1}$, $T_{ов 2}$ – время однократного обмена воздуха соответственно в первой и второй зонах выработанного пространства.

В реальных условиях $T_{ов 2} \gg T_{ов 1}$, а суммарное газовыделение из второй зоны $Q_{м\epsilon 2}$ в несколько раз меньше газовыделения из первой зоны $Q_{м\epsilon 1}$. Поэтому динамика метановыделения из второй зоны практически не сказывается на основном участке переходного процесса по газу, но становится заметной после завершения переходных процессов в активно проветриваемой зоне выработанного пространства в качестве некоторого «хвоста» переходного процесса. Это явление наблюдается практически во всех экспериментальных наблюдениях [5], хотя до настоящего времени не находило удовлетворительного модельного объяснения.

Графики переходных газодинамических процессов при регулировании расхода воздуха в 1-ой восточной лаве шахты «Мушкетовская-Вертикальная» в разработанной модели и сравнение их с экспериментальными данными (рис.1) приведены на рис.3. Параметры модели, рассчитанные по реальным горнотехническим параметрам лавы приведены в табл.1. Качественный и количественный анализ этих графиков показывает, что при реальных горнотехнических параметрах в разработанной динамической модели лавы достаточно достоверно воспроизводятся основные показатели инерционности экспериментально наблюдаемых в шахтных условиях временных зависимостей – длительность и характер затухания газодинамических процессов.

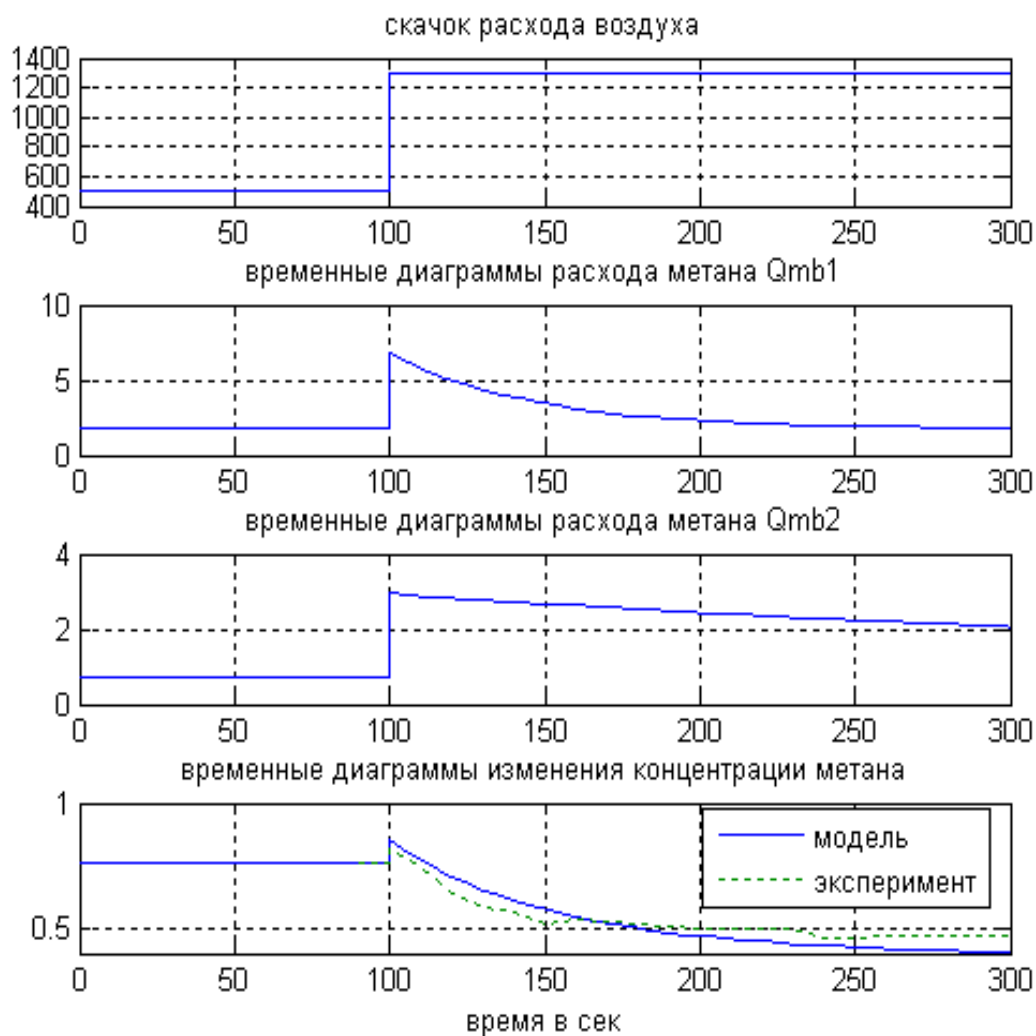


Рис. 3. Экспериментальные и модельные данные переходных процессов на участке.

Таблица 1. Параметры математической модели 1-ой восточной лавы шахты «Мушкетовская-Вертикальная»

m_1	m_2	$T_{в1},$ мин	$T_{в2},$ мин	$Q_{ому1},$ м ³ /мин	$Q_{ому2},$ м ³ /мин	$Q_{омв1},$ м ³ /мин	$Q_{омв2},$ м ³ /мин	$Q_{омл},$ м ³ /мин
1.8	2	45	400	3.1	3.8	1.75	0.7	1.35

Таблица 1.Продолжение

$Q_{оур1},$ м ³ /мин	$Q_{оур2},$ м ³ /мин	$Q_{ол},$ м ³ /мин	$Q_о,$ м ³ /мин	$h_{л},$	$L_{л},$ м
130	70	300	500	1.05	130

Заключение

На основе анализа шахтных наблюдений и решения обыкновенных дифференциальных уравнений нестационарного массопереноса метана в выработках и выработанном пространстве лавы установлены основные параметры модели и закономерности переходных газодинамических процессов. Определены основные факторы формирования всплеска дебита и концентрации метана в исходящей струе участка. Оценка адекватности полученных зависимостей обоснована сравнением с данными шахтных наблюдений.

Разработанную модель переходных газодинамических процессов планируется использовать для синтеза безопасных систем управления проветриванием выемочных участков.

Библиографический список

1. **Абрамов Ф.А.** Моделирование динамических процессов рудничной аэрологии // Ф.А. Абрамов, Л.П. Фельдман, В.А. Святный. – Киев:Наукова думка, 1981. – 284с.
2. **Клебанов Ф.С.** Аэродинамическое управление газовым режимом в шахтных вентиляционных сетях. – М.: Наука, 1974.- 136с.
3. **Касимов О.И.** Физическая сущность и некоторые закономерности переходных газодинамических процессов на выемочных участках шахт Донбасса // О.И. Касимов, И.Н. Попов. – В кн.: Аэродинамические процессы на выемочных участках угольных шахт. – Киев: ИТТ АН УССР, 1965. – С.3-8.
4. **Фельдман Л.П.** Уравнения неустановившегося движения метано-воздушной смеси в выработках и выработанном пространстве участка. – В кн.: Разработка месторождений полезных ископаемых. – Киев: Техника, 1971, вып.22. – С.95-105.
5. Изучение аэрогазодинамики очистных забоев, подготовительных выработок и выработанных пространств в шахтах Донбасса, разрабатывающих пласты полого падения (отчет). МакНИИ. – шифр темы №4(1-63). – Макеевка, 1964.

© Лапко В.В., Чередникова О.Ю., 2008

УДК 622.822.22:536.244:001.103

ПАШКОВСКИЙ П.С., ГРЕКОВ С.П., ЗИНЧЕНКО И.Н. (НИИГД «Респиратор»), ПАШКОВСКИЙ О.П. (ДонНТУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВРЕДНЫХ ВЫБРОСОВ ПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ И РАЗРАБОТКА ИХ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ НОРМАТИВОВ

Сформулирована математическая модель и выполнены теоретические и экспериментальные исследования выбросов вредных веществ с породных отвалов. Предложена методика расчета допустимых валовых выбросов отвалов.

Породные отвалы угольных шахт и обогатительных фабрик относятся к объектам повышенной экологической опасности, так как не только являются источниками постоянного выделения вредных веществ, но и в ряде случаев на них происходят оползни с перемещением породной массы на значительные расстояния.

Горение породных отвалов отрицательно сказывается на экологии городов и посёлков. Несмотря на наличие методик по расчёту концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ [1] и наличие современных способов определения поля температур тепловизорами [2], а также достаточного количества работ по изучению условий самонагревания и возгорания горных пород [3, 4], требуется глубокое изучение протекающих на породных отвалах тепломассообменных процессов с целью компьютерного

прогноза выделений вредных веществ между натурными наблюдениями и разработки мероприятий по уменьшению выделения вредных веществ в атмосферу.

Целью работы является проведение теоретических и экспериментальных исследований размеров выбросов вредных веществ с породных отвалов в атмосферу для последующей разработки нормативного документа, ограничивающего выбросы до санитарно-допустимых пределов.

Представим горящий породный отвал (рисунок 1) как отдельные очаги пожара по поверхности террикона или породного отвала, в котором в достаточном количестве для горения содержатся уголь и другие горючие материалы. Смесь породы и угля представляет собой твёрдую фазу, а пространство между ними (пустоты и трещины) – газовую фазу, состоящую из вредных веществ и воздуха.

Под действием напора ветра и тепловой депрессии воздух проникает в пустоты и трещины горизонтально, теряет кинетическую энергию и затем через очаг пожара возвращается в атмосферу.

Уравнение переноса кислорода в газовой фазе или в фильтрационном потоке, проникающем в пустоты породного отвала с анизотропными свойствами, можно представить в виде [7]

$$\frac{\partial C}{\partial \tau} + v_0 \frac{\partial C}{\partial x} = \frac{\partial}{\partial x} (D_1 \frac{\partial C}{\partial x}) + \frac{\partial}{\partial y} (D_3 \frac{\partial C}{\partial y}) + \frac{\partial}{\partial z} (D_2 \frac{\partial C}{\partial z}) + \frac{\beta S_q}{\varepsilon V} (Z - C), \quad (1)$$

где C – концентрация кислорода в фильтрационном потоке, моль/м³; Z – концентрация кислорода в частицах угля, моль/м³; τ – время с начала отсчёта, с; x – текущая координата вдоль направления фильтрации воздуха (снизу вверх по склону), м; y – координата, перпендикулярная склону породного отвала, м; z – координата в крест направления фильтрационного потока (рис. 1), м; D_1 , D_2 и D_3 – коэффициенты молекулярной диффузии кислорода с учётом анизотропности породного отвала в трёх направлениях, м²/с; β – коэффициент газообмена между углем и фильтрационным потоком, м/с; S_q – суммарная площадь поверхности всех частиц угля, м²; V – объём высокотемпературного слоя породного отвала, м³.

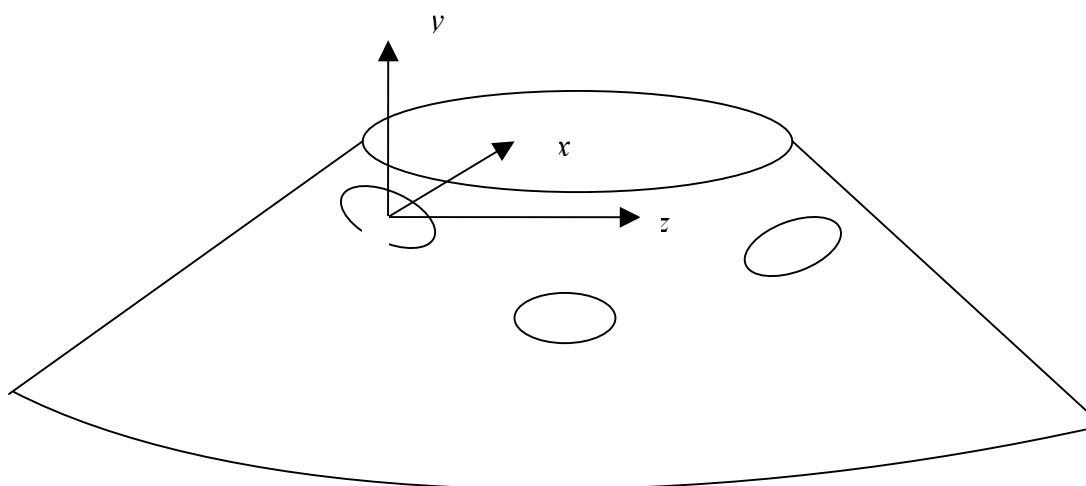


Рис. 1. Схема породного отвала с указанием возможных зон горения и с их привязкой к системе координат.

Динамику во времени концентрации кислорода в неподвижной твёрдой фазе (породах) представим уравнением вида [8, 9]

$$\frac{\partial Z}{\partial \tau} = \frac{S_y}{(1-\varepsilon)V} [\beta(C-Z) - kZ], \quad (2)$$

где k – константа скорости химических реакций, 1/с.

Аналогично уравнению (2) температура в твёрдой фазе (породе) будет описываться уравнением вида [8]

$$c_n \rho_n \frac{\partial \theta}{\partial \tau} = \frac{S_y}{(1-\varepsilon)V} [\alpha(T-\theta) + q_m k Z], \quad (3)$$

где c_n – удельная теплоёмкость пород, Дж/(кг·К); ρ_n – плотность пород, кг/м³; θ – температура твёрдой фазы (пород и угля), К; T – температура газовой фазы (воздуха), К; α – коэффициент теплообмена пород с фильтрационным потоком, Вт/(м²·К); q_m – теплота реакции окисления углей, Дж/моль.

Для температуры в фильтрационном потоке аналогично (1) справедливо уравнение сохранения энергии в виде [7]

$$\frac{\partial i}{\partial \tau} + v_0 \frac{\partial i}{\partial x} = \lambda_1 \frac{\partial^2 T}{\partial x^2} + \lambda_2 \frac{\partial^2 T}{\partial y^2} + \lambda_3 \frac{\partial^2 T}{\partial z^2} + \frac{\alpha S_y}{\varepsilon V} (\theta - T), \quad (4)$$

где $i = (c_p \rho_0 + \chi c \rho) T + q_n W$ – энтальпия влажного воздуха [4]; λ_1 и λ_2 – коэффициенты теплопроводности воздуха (с учётом анизотропности свойств породного отвала), Вт/(м·К); c_p – удельная теплоёмкость воздуха при постоянном давлении, Дж/(кг·К); c – удельная теплоёмкость водяных паров, Дж/(кг·К); ρ_0 – плотность воздуха при нормальных условиях, кг/м³; ρ – плотность водяных паров, кг/м³; χ – масса влаги, перешедшей в пар, на 1 кг сухого воздуха, кг/кг; q_n – теплота парообразования, Дж/кг.

Входящий в уравнения (2) и (3) показатель скорости химических реакций определяется по формуле Аррениуса [5]

$$k = k_0 \exp(-E/RT), \quad (5)$$

где k_0 – предэкспоненциальный множитель в уравнении Аррениуса, определяющий скорость химических реакций кислорода с углем, м/с; E – энергия активации при горении, Дж/моль; R – универсальная газовая постоянная, Дж/(моль·К).

Будем рассматривать квазистационарный режим горения. Тогда уравнения (2) и (3) дают возможность выразить одну искомую функцию через другую, откуда будем иметь

$$C = (1 + k/\beta)Z; \quad T = \theta - q_m k Z / \alpha, \quad (6)$$

Для получения средних значений искомых параметров проинтегрируем уравнения (2) и (3) по объёму зоны избыточных температур и получим для стационарного режима горения

$$v_0 \frac{C_l - C_0}{l} = \frac{D_1}{l} \frac{\partial C}{\partial x} \Big|_0^l + \frac{D_2}{h} \frac{\partial C}{\partial y} \Big|_0^h + \frac{D_3}{b} \frac{\partial C}{\partial z} \Big|_0^b + \frac{S_y}{\varepsilon V} \beta (Z_l - C_l);$$

$$v_0 \frac{i_l - i_0}{l} = \frac{\lambda_1}{l} \frac{\partial T}{\partial x} \Big|_0^l + \frac{\lambda_2}{h} \frac{\partial T}{\partial y} \Big|_0^h + \frac{\lambda_3}{b} \frac{\partial T}{\partial z} \Big|_0^b + \frac{S_y}{\varepsilon V} \alpha (\theta_l - T_l), \quad (7)$$

где l – длина зоны горения, м; b – ширина зоны горения, м; h – высота зоны горения, м.

Здесь и далее параметры с индексом «1» означают среднеинтегральные в очаге горения параметры. Стоящие в правой части системы уравнений (1) и (4) производные

означают потоки концентрации кислорода и теплоты через границы зоны фильтрации. Примем эти потоки согласно законам Ньютона и Фурье [7] равными потокам через границы зоны горения

$$\begin{aligned} \frac{D_1}{l} \frac{\partial C}{\partial x} \Big|_0^l + \frac{D_2}{h} \frac{\partial C}{\partial y} \Big|_0^h + \frac{D_3}{b} \frac{\partial C}{\partial z} \Big|_0^b &= -2\beta_0(1/l + 1/h + 1/b)(C_1 - C_0), \\ \frac{\lambda_1}{l} \frac{\partial T}{\partial x} \Big|_0^l + \frac{\lambda_2}{h} \frac{\partial T}{\partial y} + \frac{\lambda_3}{b} \frac{\partial T}{\partial z} \Big|_0^b &= -2\alpha_0(1/l + 1/h + 1/b)(T_1 - T_0) \end{aligned} \quad (8)$$

где β_0 – коэффициент газоотдачи на границах зоны фильтрации, м/с; α_0 – коэффициент теплоотдачи на границах зоны фильтрации, Вт/(м²·К); T_0 – температура атмосферного воздуха, К.

Стоящее в правой части системы (8) выражение

$$S_{\sigma} / V = 2(1/l + 1/h + 1/b)$$

представляет собой удельную поверхность тепломассообмена с окружающими породами и атмосферным воздухом. При одинаковых размерах зоны высоких температур ($l = h = b$) будем иметь $S_{\sigma} / V = 6/l$, что соответствует удельной поверхности шара или куба. Будем предполагать, что толщина нагретого слоя пород намного меньше поперечных размеров площади поверхности избыточных температур ($h \ll b$, $h \ll l$). Таким образом, можно учитывать только тепломассообмен с атмосферным воздухом, в результате чего получим $S_{\sigma} / V = 1/h$. Принимая этот вариант наиболее близким к действительности, вместо граничных условий (8) будем иметь

$$\begin{aligned} \frac{D_1}{l} \frac{\partial C}{\partial x} \Big|_0^l + \frac{D_2}{h} \frac{\partial C}{\partial y} \Big|_0^h + \frac{D_3}{b} \frac{\partial C}{\partial z} \Big|_0^b &= -\beta_0(C_1 - C_0) / h; \\ \frac{\lambda_1}{l} \frac{\partial T}{\partial x} \Big|_0^l + \frac{\lambda_2}{h} \frac{\partial T}{\partial y} + \frac{\lambda_3}{b} \frac{\partial T}{\partial z} \Big|_0^b &= -\alpha_0(T_1 - T_0) / h \end{aligned} \quad (9)$$

Подставляя эти выражения в правые части уравнений системы (7), получим

$$\begin{aligned} v \frac{C_1 - C_0}{l} &= \beta_0(C_0 - C_1) / h + \frac{S_q}{\varepsilon V} \beta(Z_1 - C_1); \\ v \frac{i - i_0}{l} &= \alpha_0(T_0 - T_1) / h + \frac{S_q}{\varepsilon V} \alpha(\theta_1 - T_1) \end{aligned} \quad (10)$$

Входящие в равенства (10) параметры C_1 , Z_1 , T_1 , θ_1 являются, как уже отмечалось, среднеинтегральными по объёму зоны горения параметрами типа

$$C_1 = \frac{1}{lbh} \iiint C(x, y, z) dx dy dz; \quad T_1 = \frac{1}{lbh} \iiint T(x, y, z) dx dy dz \quad \text{и т.д.},$$

где $V = lbh$ – объём зоны фильтрации с высокими температурами, м³.

Так как расход воздуха или его утечки через горящий слой породного отвала равны

$$Q = \varepsilon S v = \varepsilon V v_0 / l,$$

то система уравнений (2.20) для средних в очаге горения параметров с учётом выражения для энтальпии принимает вид

$$\begin{aligned} (Q + \varepsilon b l \beta_0)(C_1 - C_0) &= \beta S_q (Z_1 - C_1); \\ [(c_p \rho_0 + c_p \rho) T_1 + q_n \chi - c_p \rho_0 T_0] Q &= \alpha S_q (\theta_1 - T_1) + \alpha_0 \varepsilon b l (T_0 - T_1), \end{aligned} \quad (11)$$

Система соотношений (11) выражает баланс потоков массы и теплоты через очаг горения. Разрешая первые уравнения систем (10) и (11) относительно функций средней в очаге горения концентрации кислорода, получим

$$C_1 = \frac{(1+k/\beta)C_0}{1+k/\beta+kS_y/(Q+\beta_0\epsilon bl)}; \quad Z_1 = \frac{C_0}{1+k/\beta+kS_y/(Q+\beta_0\epsilon bl)} \quad (12)$$

Используя вторые уравнения систем (10) и (11), получим формулы для расчёта среднеинтегральных температур в породе и в фильтрационном потоке, проходящем через очаг горения

$$T_1 = \frac{(c_p\rho_0v_0 + \alpha_0 l/h)T_0 + 6n(1/\epsilon - 1)q_m kZ_1 l/d_y - q_n \chi v_0}{(c_p\rho_0 + c\rho\chi)v_0 + \alpha_0 l/h};$$

$$\theta_1 = \frac{(c_p\rho_0v_0 + \alpha_0 l/h)T_0 + 6n(1/\epsilon - 1)q_m kZ_1 l/d_y - q_n \chi v_0}{(c_p\rho_0 + c\rho\chi)v_0 + \alpha_0 l/h} + q_m kZ_1 / \alpha \quad (13)$$

Для установления скорости горения рассмотрим произведение kZ_1 , которое согласно (12) равно

$$kZ_1 = \frac{C_0}{1/k + 1/\beta + S_y/(Q + \epsilon bl\beta_0)} \quad (14)$$

Выражение $m_0 kZ_1$ представляет собой суммарную скорость горения (кг/(м²·с) частиц угля и обычно рассматривается для кислорода (с молекулярным весом $m_0 = 0,032$ кг/моль) в виде [8]

$$m_z = 0,032kZ$$

На рисунке 2 представлены экспериментальные данные [8] и результаты расчёта суммарной скорости горения (кг/с/м²) частиц угля по формуле

$$m_z = \frac{0,032C_0k_0}{k_0/k + k_0/\beta + k_0S_y/[\epsilon bh(v_0 + \beta_0 l/h)]} \quad (15)$$

Для согласования данных расчёта и экспериментов принято $E = 65$ кДж/моль; $C_0 = 9,3$ моль/м³; $k_0 = 6,72$ м/с. При этом установлена связь параметров

$$M = k_0/\beta + k_0/U = 500[1 + 2/(0,132 + 0,25v)], \quad (16)$$

представленная на рисунке 3 с максимальной погрешностью не более 15 %.

Из предыдущего равенства находим

$$\beta = 1,34 \cdot 10^{-2} \text{ м/с}; \quad U = 6,72 \cdot 10^{-3} \cdot (0,132 + 0,25v) \text{ м/с}.$$

Входящие в зависимости (2) и (3) коэффициенты газообмена и теплообмена могут быть определены с учётом их зависимости от температуры по формулам [7]

$$\beta = 2 \left(\frac{T_1}{T_0} \right)^2 D_0 / d_y; \quad \beta_0 = 2D / h;$$

$$\alpha = 2\lambda_n \left(\frac{T_1}{T_0} \right)^2 / d_y; \quad \alpha_0 = 2\lambda_n / h \quad (17)$$

где D_0 – коэффициент диффузии кислорода в порах сорбента (угля), м²/с; λ_n – коэффициент теплопроводности пород, Вт/(м·К).

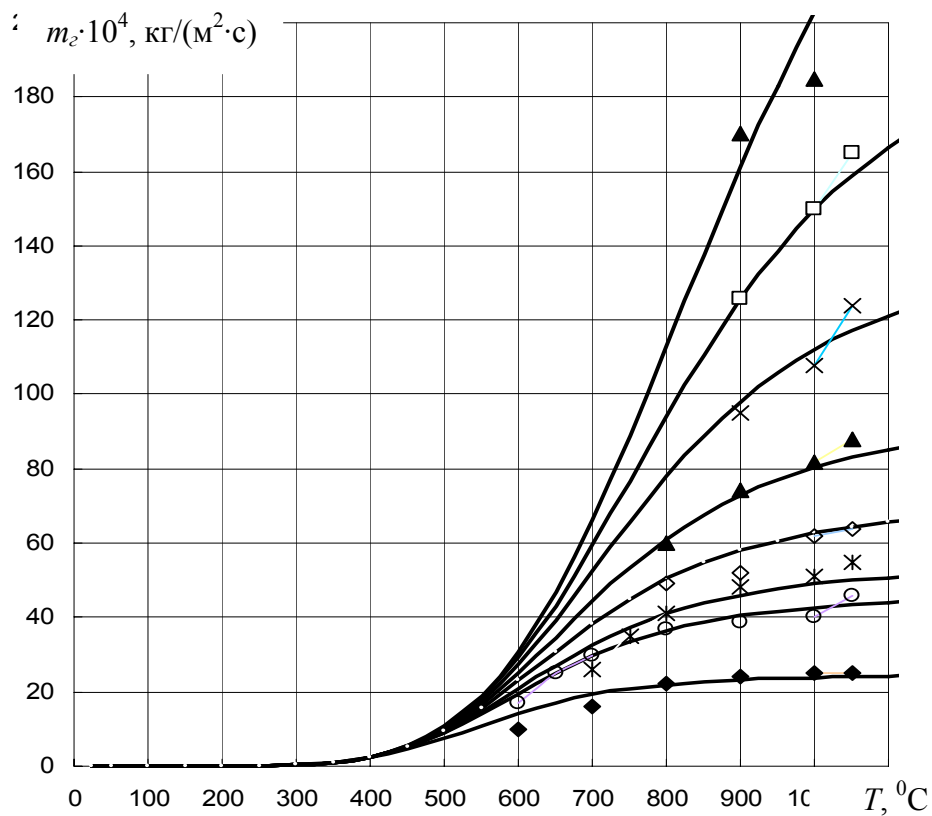


Рис. 2. Суммарная скорость гетерогенной реакции угля при энергии активации $E = 65$ кДж/моль в зависимости от температуры и скорости воздуха (снизу вверх по порядку $v = 0,1; 0,33; 0,69; 1,14; 2,5; 5,0; 10; 20$ м/с).

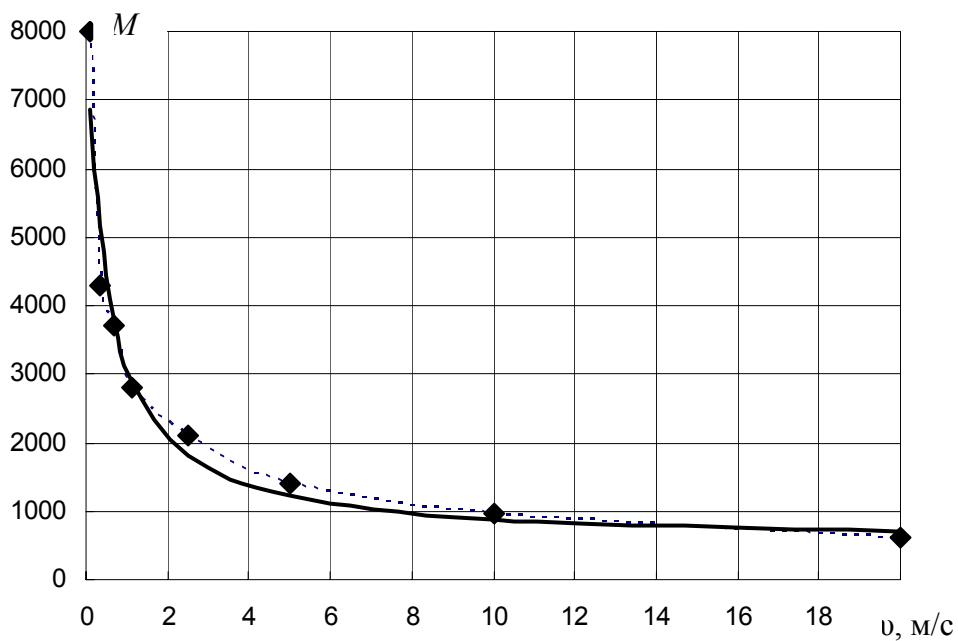


Рис. 3. Влияние скорости воздуха на режим гетерогенной реакции при энергии активации $E = 65$ кДж/моль.

В качестве примера на рисунке 4 представлены результаты расчёта по формулам (13) температур твёрдой и газовой фаз в горящем слое породного отвала в зависимости от скорости фильтрации через него и размеров очага пожара. При этом были приняты следующие исходные данные: $D_0 = 10^{-8} \text{ м}^2/\text{с}$; $D = 2 \cdot 10^{-5} \text{ м}^2/\text{с}$; $\lambda_n = 2,16 \text{ Вт}/(\text{м} \cdot \text{К})$; $d_0 = 0,015 \text{ м}$; $D_p = 15$; $T_0 = 300 \text{ К}$; $C_0 = 9,3 \text{ моль}/\text{м}^3$; $n = 0,1$; $\varepsilon = 0,45$; $c_p = 1040 \text{ Дж}/(\text{кг} \cdot \text{К})$; $\rho_0 = 1,2 \text{ кг}/\text{м}^3$; $q_m = 3,5 \cdot 10^5 \text{ Дж}/\text{моль}$; $\chi = 0$.

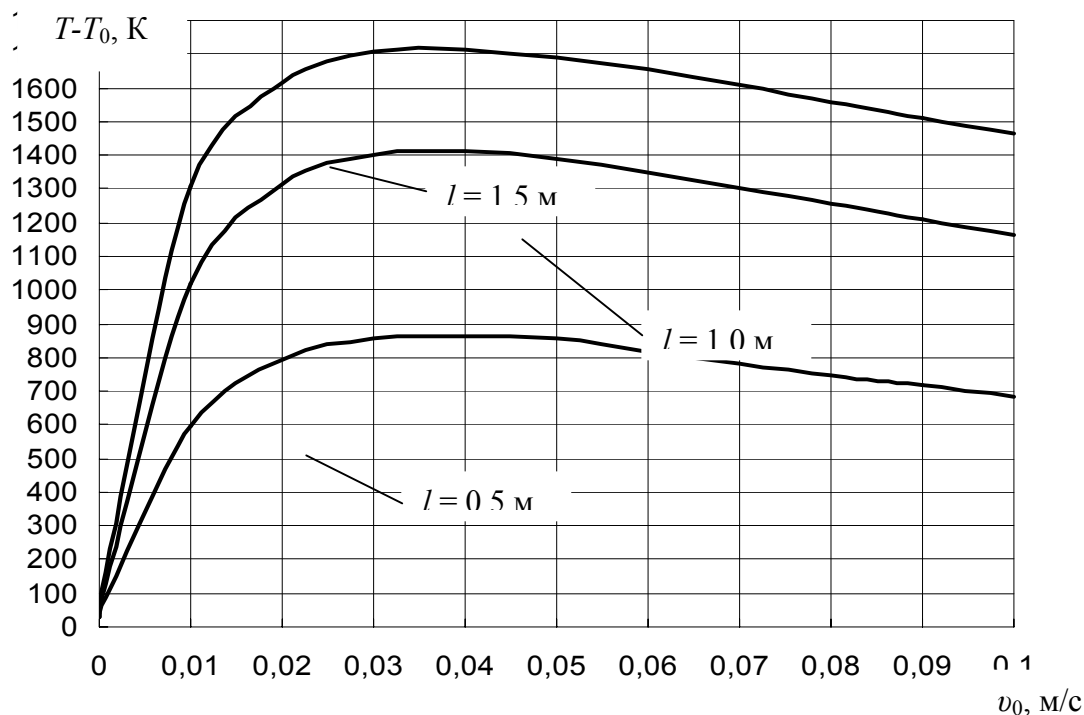


Рис. 4. Зависимость средней температуры в очаге горения от скорости фильтрации и размеров очага.

Как показали результаты расчётов, температуры газовой и твёрдой фаз почти совпадают ($T_1 \approx \theta_1$). При отсутствии фильтрации приращение температур за счёт окислительных процессов не превышает 60°C , однако уже при скорости фильтрации $v_0 = 0,001 \text{ м}/\text{с}$ температура может достигать 500 и более градусов по шкале Кельвина и достигает максимума при скорости фильтрации $0,04 - 0,05 \text{ м}/\text{с}$, после чего начинает незначительно снижаться, что объясняется охлаждением очага пожара увеличившимся расходом воздуха.

Численные эксперименты в соответствии с разработанной математической моделью позволят структурно исследовать тепломассообменные процессы, происходящие в глубине породных отвалов, и дать научно обоснованные рекомендации по их тушению.

Исследования позволили разработать методику расчета нормативов предельно допустимых валовых выбросов вредных веществ для каждого горящего породного отвала.

Допустимые валовые выбросы породных отвалов рассчитываются следующим образом.

1. Определяется для каждого очага пожара породного отвала параметр f_j по формуле [4]

$$f_j = 1000 \frac{v_0^2 \sqrt{S}}{H^2 (T_1 - T_0)}, \quad (18)$$

где v_0 – скорость утечек воздуха (м/с) через очаг пожара в период обследования породного отвала (определяется по методике, изложенной в работе [2]); S – площадь опасной зоны вокруг очага горения (м²) с температурой превышающей окружающую температуру на 30⁰ С; H – высота породного отвала, м; T_0 и T_1 – температуры окружающего воздуха и очага пожара, К.

2. Определяется для каждой зоны горения максимальное значение приземной концентрации (мг/м³) всех вредных веществ по формуле:

$$C_{ji} = \frac{0,19q_{ji} S_i}{H^2 (v_{mi} S_i T_{mi})^{1/3} (0,67 + 0,1f_i^{1/2} + 0,34f_i^{1/3})}, \quad (19)$$

где q_{ji} – удельные газовыделения (мг/(м²/с)) вредных веществ в зависимости от температур $\Delta T = T_1 - T_0$.

$$q_{CO} = 15,31 + 0,2148 \Delta T;$$

$$q_{SO_2} = 2,847 + 0,0546 \Delta T;$$

$$q_{H_2S} = 14,52 \cdot \exp[-6,7 \cdot 10^{-5} (\Delta T - 265)^2]; \quad (20)$$

$$q_{NO} = 0,575 + 3,839 \cdot 10^{-4} \cdot \Delta T.$$

3. Находится максимальная концентрация вредных газов при действии всех источников загрязнения с породного отвала.

$$C_j = \sum_{i=1}^N C_{ji}. \quad (21)$$

4. Определяется безразмерная суммарная концентрация всех вредных газов с учётом суммации их действия

$$k = \sum_{j=1}^4 C_j / ПДК_j. \quad (22)$$

Если безразмерная суммарная концентрация всех вредных газов меньше единицы ($k \leq 1$), то валовой выброс считается допустимым. При превышении ожидаемого валового выброса над допустимым необходимо осуществлять мероприятия по уменьшению загрязнения среды в городах и посёлках.

Библиографический список

1. Методика расчёта концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. Л.: Гидрометеиздат, 1987. – 93 с.
2. Попов Э.А., Засевский В.П., Момот Д.И., Яремчук М.А. Определение границ очагов тепловыделений на породных отвалах. // Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. – Донецк, 1998. – С. 93 – 96.
3. Зборщик М.П., Осокин В.В. Предотвращение экологически вредных проявлений в породах угольных месторождений. Донецк: ДонГТУ, 1996. – 178 с.
4. Зборщик М.П., Осокин В.В. Предотвращение самовозгорания горных пород. – К.: Техника, 1990. – 176 с.
5. Зборщик М.П., Осокин В.В., Паниотов Ю.Н. Условия самонагрева пиритсодержащих осадочных горных пород. // Изв. вузов. Горный журнал. – 1990. – №11. С. 9 – 11.
6. Зборщик М.П., Осокин В.В., Паниотов Ю.Н. Условия теплового взрыва в пиритсодержащих горных породах // Разраб. месторождений полез. ископаемых: Респ. межвед. науч.-технн сб. – 1990 – Вып. 86. – С. 70 – 77.

7. **Лыков А.В.** Тепломассообмен (Справочник). М.: – Энергия, 1971. – 560 с.

8. **Канторович Б.В.** Основы теории горения и газификации твёрдого топлива. – М.: Изд-во Академии наук СССР, 1958. – 598 с.

© *Пашковский П.С., Греков С.П., Зинченко И.Н., Пашковский О.П., 2008*

УДК 622.489:622.867.3

ВЫСКУБЕНКО В.В. (НИИГД)

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ МИКРОПРОЦЕССОРОВ ДЛЯ ПОСТРОЕНИЯ АППАРАТУРЫ СВЯЗИ И КОНТРОЛЯ ДОПУСТИМОЙ ПРОДОЛЖИТЕЛЬНОСТИ РАБОТЫ ГОРНОСПАСАТЕЛЕЙ В ПЕРИОД ЛИКВИДАЦИИ ПОСЛЕДСТВИЙ АВАРИЙ В ШАХТЕ.

Показана возможность повышения безопасности ведения горноспасательных работ в зонах высоких температур при использовании микропроцессоров для автоматического и более точного определения допустимой продолжительности работы в выработках при ликвидации последствий аварий в шахтах.

Допустимая продолжительность работы (ДПР) горноспасателей в зонах высоких температур в выработках шахт является важным параметром при ликвидации аварий. В случае превышения допустимого ДПР и малом остатке резерва времени у горноспасателей остается недостаточно сил для возвращения на базу. Так при авариях на шахтах им. А.А.Засядько, Дмитрово и др. погибли отделения горноспасателей в выработках с повышенными температурами.

Во время следования горноспасателей в разведку или на выполнение оперативного задания командир отделения должен по результатам измерения температуры воздуха определить значение ДПР по таблицам и графикам и по нему рассчитать остаток резерва продолжительности работ (ОРП). Расчет ОРП довольно сложен, а в условиях неизвестности в аварийной обстановке в выработке суперсложно, тем более, что расчет ОРП необходимо проводить через каждые 5 мин.

Нагрузка по массе оборудования на горноспасателя составляет около 40 кг.

Усугубляется нагрузка окружающей обстановкой, ее то и нужно учитывать при расчете ОРП. Физическая нагрузка связанная со скоростью передвижения, углом наклона выработок и микроклиматом постоянно меняется. Микроклимат характеризуется тремя показателями: температурой воздуха в выработке, относительной влажностью и скоростью движения воздуха. Если относительная влажность и скорость движения воздуха в выработке почти не меняется, то температура вдоль выработки может меняться значительно. Упростить задачу можно за счет измерения только температуры.

Таким образом, необходимо разработать аппаратуру дистанционного контроля температуры и автоматического учета параметров микроклимата и физической нагрузки при расчете ОРП и выдавать сигнал при 50% остатка резерва продолжительности работы, что позволит повысить безопасность ведения горноспасательных работ.

Систему контроля ОРП целесообразно совмещать с аппаратурой связи отделения и подземной базы. За рубежом в качестве горноспасательной связи используется технологическая связь, которая основана на применении высокочастотных кабелей с ретрансляторами, это такие системы как RELLA 2000, Flexcom и др. Однако, при ава-

риях, которые происходят на Украине, такие системы ненадежны из-за разрушения коммуникаций в выработках.

Горноспасатели Украины оснащены проводной громкоговорящей связью "Уголек" и высокочастотной связью "КВАРЦ". Аппаратура "Уголек" предназначена для связи отделения с подземной базой. Для связи командного пункта с подземной базой используется, как правило, телефонная связь или высокочастотная связь "КВАРЦ-К". В работе поставлена задача о совмещении аппаратуры проводной связи с системой контроля ОРП. Для управления режимами связи и обработки результатов ОРП целесообразно использовать микроконтроллер фирмы AVR. Применение исполнительной схемы на микроконтроллере позволяет достаточно просто реализовать различные алгоритмы принятия решений. Кроме того, использование микроконтроллера AVR с аппаратными элементами цифровой обработки сигналов, позволяет строить в исполнительной схеме различные программные цифровые фильтры, частотомеры, информационно-частотные преобразователи. Структурная схема аппаратуры связи и контроля ОРП приведена на рис.1.

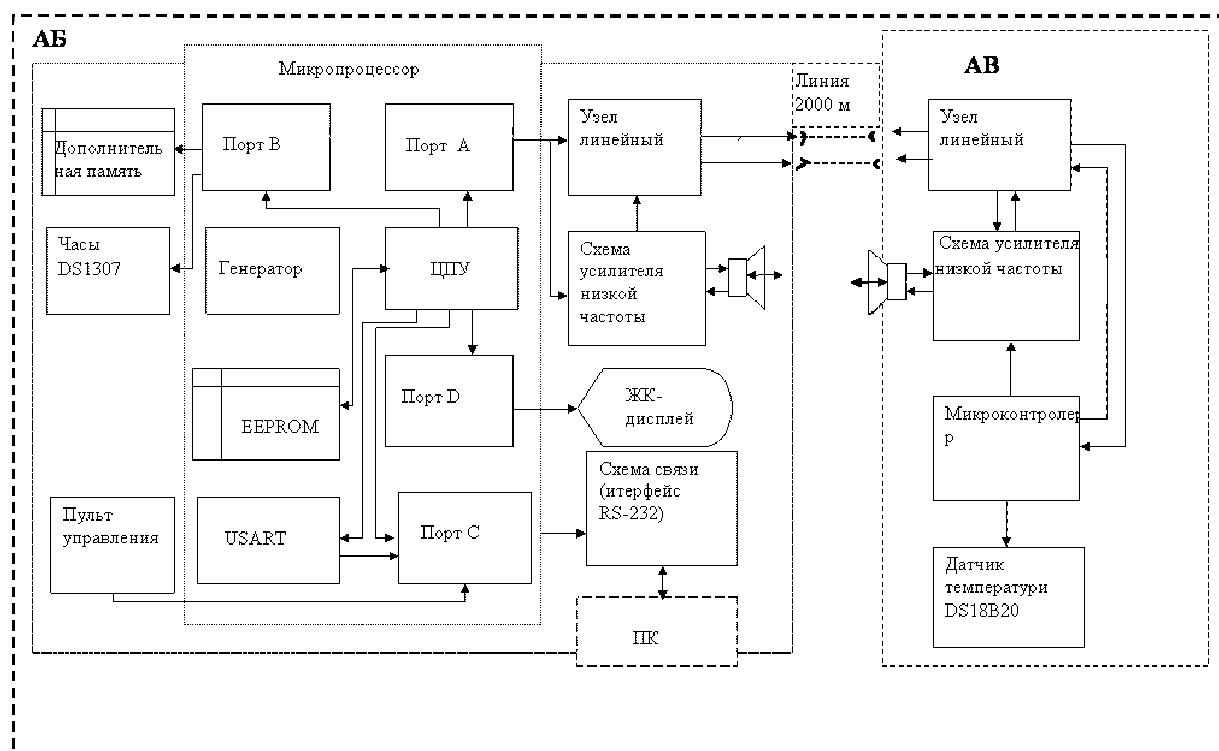


Рис 1. Структурная схема аппаратуры связи и контроля ОРП.

Аппарат базы (АБ) состоит из схемы усиления низкой частоты и линейного узла для осуществления громкоговорящей связи и микроконтроллера с дополнительной памятью, микросхемой часов реального времени и дисплея. Кроме того, имеется схема связи с персональным компьютером через интерфейс RS-232.

В аппарат отделения (АО) входят узлы связи, микроконтроллер и цифровой датчик температуры. Расстояние связи между АО и АБ может достигать до 2500 м.

В АО микроконтроллер считывает с датчика температуру и передает АБ через блок управления частотой. В АБ через порт А микроконтроллер принимает значения температуры, получает реальное время через порт В от микросхемы часов, сохраняет в EEPROM и выводит на ЖК- дисплей.

Для управления и связи между всеми компонентами был выбран микроконтроллер фирмы «ATMEL» ATmega16. Основные особенности микроконтроллера ATmega16 - экономичный 8 битовый КМОП микроконтроллер, построенный с использованием расширенной RISC архитектуры AVR.

В микроконтроллере реализована архитектура, в соответствии с которой разделены не только адресные пространства памяти программ и памяти данных, но также и шины доступа к ним. Такая структура позволяет центральному процессору работать одновременно как с памятью программ, так и с памятью данных, что существенно увеличивает производительность. Каждая из областей памяти данных (ОЗУ и EEPROM) также расположена в своем адресном пространстве.

В современных измерительных системах все чаще используются датчики температуры с цифровым выходом. Эти "интеллектуальные" датчики самостоятельно оцифровывают измеряемый параметр, в данном случае - температуру, и передают информацию в цифровом коде по стандартному интерфейсу.

DS18B20 - Высокоточный цифровой термометр с однопроводным интерфейсом в стандарте MicroLAN. Диапазон измеряемых температур от -55°C до $+125^{\circ}\text{C}$. Считываемый с прибора цифровой код является прямым непосредственным кодом измеренного значения температуры и не нуждается в дополнительных преобразованиях. Программируемая пользователем разрешающая способность встроенного АЦП может быть изменена в диапазоне от 9 до 12 разрядов выходного кода. Абсолютная погрешность преобразования меньше $0,5^{\circ}\text{C}$ в диапазоне контролируемых температур -10°C до $+85^{\circ}\text{C}$. Максимальное время полного 12-ти разрядного преобразования $\sim 750\text{мс}$ (при разрешении 12 разрядов). 5,5 В. Термометр размещается в транзисторном корпусе TO-92 или в 8-контактном корпусе SOIC для поверхностного монтажа (DS18B20Z).

Так как требуется чтобы устройство имело свои независимые от ПК часы с календарем, мы выбираем DS1307 часы – календарь от Даллас. Основными характеристиками DS1307 являются: низкая потребляемая мощность, полный BCD часы/календарь и 56 байт энергонезависимой памяти SRAM. Адрес и данные передаются последовательно через двухпроводную двунаправленную шину. Часы/календарь выдают следующую информацию: секунды, минуты, часы, дни, месяцы и годы.

Для связи с ПК необходим физический интерфейс. Выбран интерфейс RS-232, т.к. он распространен и удовлетворяет параметрам.

Для приема и передачи данных в микроконтроллере применяется универсальный приемо-передатчик (USART). При этом выбираем передачу данных асинхронной.

В процессе работы был создан алгоритм работы и программный продукт. В качестве основы для проверки схемных решений, алгоритма работы и программы был создан экспериментальный образец, который прошел лабораторные испытания.

Алгоритм проведения испытаний следующий:

1. Датчик температуры DS18B20 помещался в тепловую камеру.

2. Кнопками пульта управления КН1...КН5 в микроконтроллер вводились параметры такие как: реальное время, относительная влажность (100%, 80%, 60%); скорость движения воздуха (0.1 м/с, 2 м/с, 5 м/с); тип респиратора (P-30, P-34, P-35, PX-4); наличие противотепловой куртки (да, нет); физическая нагрузка (средней тяжести, тяжелая работа, очень тяжелая работа); угол наклона выработки (5° , 10° , 15°).

3. В тепловой камере поддерживалась температура (28°C , 30°C , 35°C).

4. Велась обработка результатов эксперимента по определению ОРП с помощью экспериментального образца и по методике описанной в Уставе ГВГСС.

Результаты полученные при обработке:

1. При температуре 35°C и времени 14 мин ОРП составил 53%, что соответствует методике приведенной в Уставе и которая дает 50%.

2. Результаты определения ОРП характеризуют соответствие алгоритма и программного обеспечения требованиям данной задачи.
3. Система определения ОРП не оказывала влияние на качество связи.

Библиографический список

1. ДНАОП 1.1.30-4.01.97 Статут ДВГРС по організації і веденню гірничорятувальних робіт. Київ 1997.
2. Розробити апаратуру провідного зв'язку, дистанційного контролю температури та автоматичного обліку часу перебування гірничорятувальників в зонах високих температур. НДІГС "Респіратор" звіт 2007- С33.
3. Меер В.В., Нестеров В.И., Яковлев В.А. Передача цифровых данных и протяженной линии связи из витой пары проводов // Приборы и техника экспериментов. – 1984. - №3. – С.93-95.
4. Диденко Н.С. и др. Нормирование безопасной продолжительности работы горноспасателей в экстремальных микроклиматических условиях// Горноспасательное дело: Сб. науч. трудов / НИИГД . – Донецк, 1995. – С.84-89.
5. Евстифеев А.В. Микроконтролеры AVR семейства Mega: Руководство пользователя. – Москва: Издательский дом «Додэка-XXI», 2007. - 587 с.

© Выскубенко В.В., 2008

УДК 621.314.6

КОЛОСЮК А.В. (МакНИИ)

ИСКРОБЕЗОПАСНОСТЬ ЛИНИИ ПРИ ИМПУЛЬСНОМ ПИТАНИИ ИНДУКТИВНЫХ НАГРУЗОК РУДНИЧНОГО ЭЛЕКТРООБОРУДОВАНИЯ

Приведены результаты по экспериментальному определению минимальных воспламеняющих токов в искробезопасной системе импульсного питания с однофазным выпрямлением переменного тока.

В работах [1, 2, 3] показано, что при импульсном питании индуктивной нагрузки можно повысить искробезопасность питающей линии или увеличить мощность нагрузки искробезопасной системы.

В работе [4] это показано на примере схемы импульсного питания с 2-х фазным выпрямлением переменного тока. Однако для системы импульсного питания с однофазным выпрямлением этот вопрос не рассмотрен. Вместе с тем схема с однофазным выпрямлением, описание которой дано в работе [5], является более простой и перспективной для применения в системах дистанционного управления горных машин. Поэтому возникла необходимость экспериментального подтверждения ряда теоретических положений схемы импульсного питания с однофазным выпрямлением переменного тока.

Целью настоящей работы является изложение данных экспериментальных исследований при применении запатентованной схемы импульсного питания с однофазным выпрямлением переменного тока.

Основные результаты исследований.

Исследования выполнены в лаборатории искробезопасности МакНИИ на аттестованной испытательной установке «Искра-1У5» с универсальным искрообразующим механизмом и взрывной камерой.

В этой установке имеется однофазный автотрансформатор с возможностью изменения величины напряжения. Система импульсного питания моделировалась с помощью схемы рис. 1. В качестве нагрузки системы импульсного питания использовались электромагнитные клапаны системы управления механизированной крепи очистных угледобывающих комплексов. Цепь нагрузки была обработана заградительным и шунтирующим диодами.

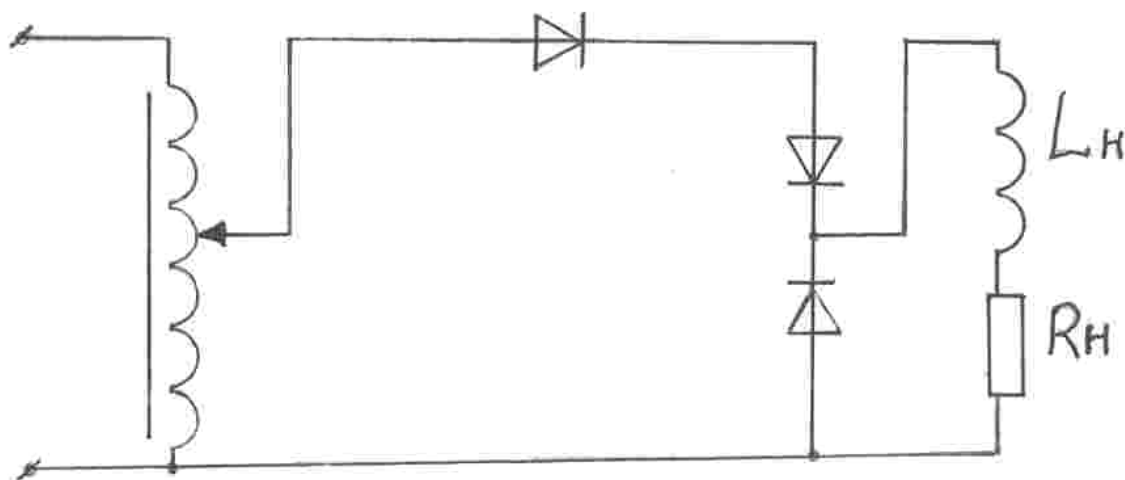


Рис. 1. Электрическая принципиальная схема испытаний

Таким образом, цепь нагрузки подключена к выходу выпрямителя и второму выводу трансформатора. Искрообразующий механизм взрывной камеры включался последовательно в питающую линию, а также последовательно в цепь нагрузки. Определение электрических параметров производилось с помощью цифрового мультиметра «M890G», позволяющего измерять значения выпрямленного и эффективного тока и напряжения. Во взрывной камере применялась водородно-воздушная смесь с 47% водорода.

Для оценки вероятности воспламенения водородно-воздушной смеси использовалась частота воспламенения P , определяемая согласно ГОСТ 22782.5 по выражению:

$$P = \frac{m}{n},$$

где m – число воспламенений взрывчатой смеси при выполнении n искрений в исследуемой цепи.

Индуктивность цепи нагрузки определялась по величине её индуктивного сопротивления:

$$X_L = \sqrt{Z^2 - R^2},$$

где Z – полное сопротивление, определяемое как отношение напряжения цепи U_K к величине тока I_K :

$$Z = \frac{U_K}{I_K};$$

R – омическое сопротивление нагрузки, измеренное с помощью омметра ($R=80$ Ом).

Индуктивность цепи определяется формулой:

$$L = \frac{X_L}{2\pi \cdot f},$$

где $f = 50 \text{ Гц}$ – частота импульса выпрямленного тока. Получено $L = 1,18 \text{ Гн}$.

Основные результаты экспериментальных исследований приведены в таблице 1. При отмеченных значениях токов и напряжений и включении искрообразующего механизма в цепь нагрузки вероятность воспламенения оказалась близкой к единице, т. е. воспламенение происходило при первых искрениях. Это подтверждает теоретические положения о том, что повышение искробезопасности в цепи линии по сравнению с цепью нагрузки обеспечивается благодаря тому, что во время паузы линия и источник тока запираются обратным напряжением, а разряд индуктивной энергии нагрузки при размыкании цепи происходит только в собственной цепи нагрузки через шунтирующий диод.

Представленная на рис. 2 зависимость вероятности воспламенения взрывчатой смеси от тока в цепи линии или напряжения, построенная по трём экспериментальным точкам, аппроксимируется прямой возрастающей линией, что соответствует рис. 1 Приложения 3 «Методика определения воспламеняющего тока и напряжения» из ГОСТа 22782.5 «Электрооборудование взрывозащищённое с видом взрывозащиты «Искробезопасная электрическая цепь».

Таблица 1. Результаты экспериментальных исследований

Напряжение питания, V	Выпрямленное напряжение на зажимах взрывной камеры, $U_{кв}, V$	Ток в линии (ток через камеру), $I_{кв}, A$	Число искрений, n	Число воспламенений, m	Вероятность воспламенения, P
30,6	12,8	0,08	6957	16	0,0023
35,3	16,0	0,09	413	16	0,0388
45,6	19,2	0,12	67	16	0,24

Согласно полученным данным величина минимального воспламеняющего тока водородно-воздушной взрывчатой смеси, соответствующего вероятности воспламенения $P = 10^{-3}$, для испытанной схемы составляет: $I_B(H_2) = 0,1 \text{ A}$ при напряжении 12 В . Минимальный воспламеняющий ток для метановоздушной взрывчатой смеси определен согласно ГОСТ 22782.5, считая, что $I_B(H_2) = 0,1 \text{ A}$, и является искробезопасным током для метановоздушной смеси, по выражению:

$$I_B(CH_4) = I_B(H_2) \cdot 1,5.$$

Таким образом, получено $I_B(CH_4) = 0,15 \text{ A}$ при напряжении 12 В или амплитуде $37,8 \text{ В}$.

Для сравнения полученных результатов с данными, приведёнными в ГОСТ 22782.5, воспользуемся графиками воспламеняющих токов метановоздушной смеси (чертёж 3 ГОСТ 22782.5, который приведен на рис. 3), исходя из средней индуктивности двух последовательно включенных клапанов $L = 1,18 \text{ Гн}$.

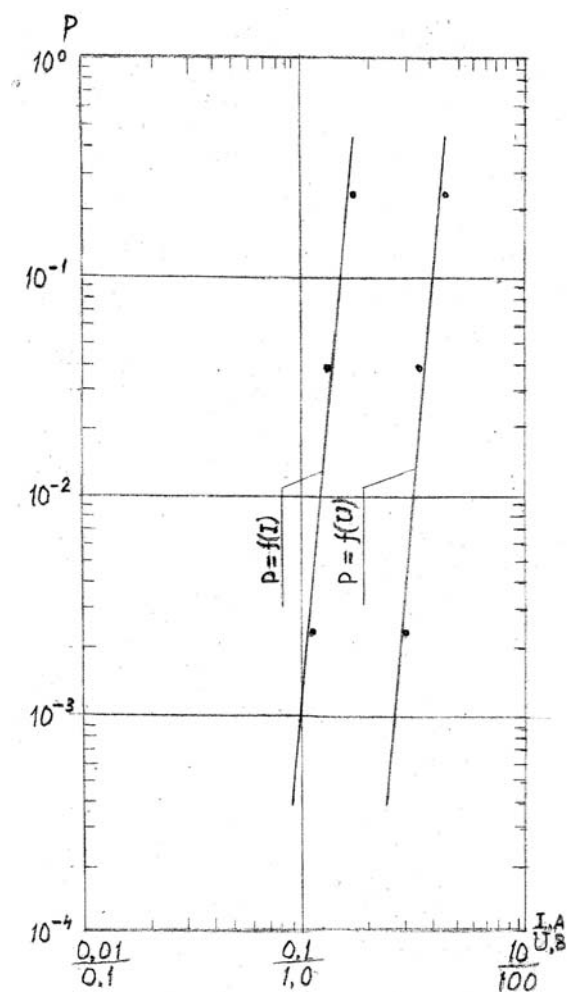


Рис. 2. Зависимости вероятности воспламенения взрывчатой смеси от тока в линии ($P=f(I)$) и напряжения ($P=f(U)$)

Данные ГОСТ 22782.5 получены для цепи постоянного тока. Это позволяет провести сравнение данных, полученных в эксперименте при импульсном токе, с данными, полученными для постоянного тока (табл.2).

Результаты сравнения свидетельствуют о том, что минимальный воспламеняющий ток при импульсном питании и прочих одинаковых условиях в несколько раз выше минимального воспламеняющего тока цепи с индуктивной нагрузкой при питании её постоянным током.

Полученные данные позволяют сделать вывод о том, что при импульсном питании воспламенение метано- и водородно-воздушных взрывчатых смесей происходит при воспламеняющих токах, в несколько раз превышающих аналогичные токи для обычных систем постоянного тока. Другими словами при импульсном питании искробезопасность питающей линии обеспечивается

при больших токах, чем при обычной схеме питания нагрузки постоянным током.

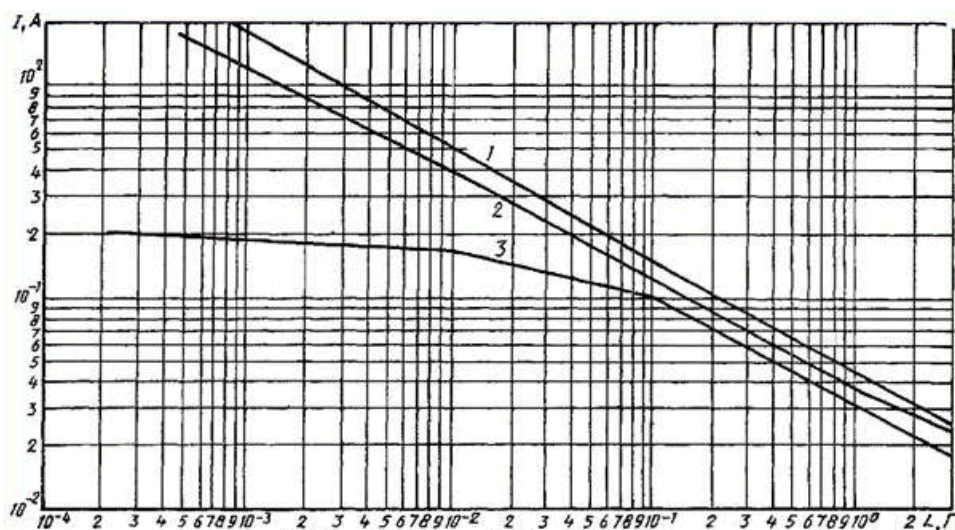


Рис. 3. Зависимость минимального воспламеняющего тока от индуктивности цепи и напряжения источника для метановоздушной смеси (группа I)

Таблица 2. Оценка результатов при $L=1,18 \text{ Гн}$

Напряжение, В	Минимальный воспламеняющий ток, А		
	По ГОСТ 22782.5 (черт. 3) при постоянном токе $I_B(\text{CH}_4)$	По эксперименту при импульсном токе	
		$I_B(\text{H}_2)$	$I_B(\text{CH}_4)$
12 (среднее)	0,043	0,1	0,15
37,8 (амплитудное)	0,034	0,1	0,15

Выводы

1. Результаты проведенных экспериментальных исследований подтвердили теоретические положения о повышении искробезопасности линии при применении импульсной системы, питающей индуктивную нагрузку, и о возможности увеличения мощности нагрузки за счёт использования индуктивной энергии.

2. Подтверждено, что при импульсном питании зависимость вероятности воспламенения водородно-воздушной взрывчатой смеси от тока или напряжения в линии, питающей индуктивную нагрузку, выражается прямой возрастающей линией в логарифмической системе координат, подобно аналогичным зависимостям для известных систем питания нагрузки постоянным током.

3. Полученные результаты могут быть использованы при обосновании и создании искробезопасных систем импульсного питания взрывозащищённого рудничного электрооборудования с однофазным выпрямлением переменного тока.

Библиографический список

1. **Колосюк В. П., Колосюк А. В., Дорофиев В. В.** Импульсное питание электроустановок: Энергосбережение и безопасность. – Донецк: ВИК, 2002. – 259 с.
2. **Колосюк А. В.** Система искробезопасного питания индуктивных нагрузок в шахтах //Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: Сб. научн. тр./ МакНИИ. – Макеевка – Донбасс. – 2005. – 8 с.
3. Пат. 39146С2 Украина, НО2М 7/02. Система для перетворення змінного струму у постійний для живлення навантажень: Пат. 39146С2 Украина, НО2М7/02 /Колосюк В.П., Колосюк А.В. - №97073605; Заявл. 07.07.97; Опубл. 15.06.2001, Бюл. № 5. – 4с.
4. **Коптиков В. П., Колосюк А. В.** Оценка величины воспламеняющих токов в искробезопасной схеме при импульсном питании индуктивных нагрузок. //Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах: Сб. научн. тр. / МакНИИ. – Макеевка – Донбасс. – 2006. – Вып. 19. – 4 с.
5. Декларацийний пат. 5655 на корисну модель Украина, Е21F9/00. Пристрій для забезпечення іскробезпеки ліній, що живлять індуктивне навантаження: Декларацийний пат. 5655 на корисну модель Украина, Е21F9/00/ Колосюк В. П., Колосюк А. В. – №20040706270; Заявл. 27.07.2004; Опубл. 15.03.2005, Бюл. № 3. – 4 с.

© Колосюк А.В., 2008

УДК 622.822.22:004

НИКОЛИН В.И., ПОДКОПАЕВ СВ., ПОЛЕВАЯ А.В., ГОРДЕЕВ А.Е. (ДонНТУ)
(ШАХТА «ЮЖНО ДОНБАССКАЯ», 1)

ЗАВИСИТ ЛИ СКЛОННОСТЬ К ЭНДОГЕННОЙ ПОЖАРООПАСНОСТИ ОТ СТЕПЕНИ МЕТАМОРФИЗМА УГЛЕЙ

На основе данных отбора проб материнских вод пласта с11 в зоне газового выветривания ш. «Южнодонбасская №1» экспериментально подтверждена склонность углей к самовозгоранию.

В статье [1] впервые обосновывалась новая гипотеза склонности углей к самовозгоранию. Совсем кратко она может быть определена как способность угольного пласта при разрушении в связи с выделением генетических растворов «поджигать самого себя». Материнская вода, выделяясь во время развития деформаций генетического возврата из разгруженного угля, стимулирует возникновение химических реакций, сопровождающихся выделением тепла.

Не претендуя на особую точность, можно обратить внимание на два важнейших положения, имеющих практическое значение при углубленном изучении гипотезы. Во-первых, не склонны к самовозгоранию высокометаморфизованные антрациты. Например, на шахтах ГП «Свердловантрацит», когда их метаморфизм характеризуется $Ig p < 2-3$, за десятилетия не зарегистрировано ни одного эндогенного пожара шахт Донбасса. Только 3 пожара антрацитов официально расследованы, но при $Ig p < 6$. Во-вторых, в зонах газового выветривания (ЗГВ) за многие десятилетия тоже не зарегистрировано ни одного эндогенного пожара. Но в первых случаях отсутствие эндогенных пожаров обусловлено физико-химическими превращениями, которые привели к изменению химического состава растворов, исключившего их способность к химическим реакциям с выделением тепла. Во второй группе случаев сам состав растворов, находившийся непосредственно вблизи земной поверхности, изменился принципиально из-за процессов выветривания. Теперь он уже не содержит тех компонентов, которые обуславливают реальность химических реакций, происходящих с выделением тепла [2].

В основе новых научных взглядов открытие [3], определившее ранее неизвестное свойство горных пород, вмещающих угольные пласты в глубоких шахтах.

Многочисленные и многолетние исследования физико-химических свойств угольных пластов доказывали, как правило, случайный (незакономерный) характер распределения водных растворов в пласте. Разгрузка участков шахтопласта сопровождается деформациями генетического возврата (ДГВ) и выделением так называемой материнской воды (растворов). Если они химически активны, реально возникновение эндогенной пожароопасности.

В соответствии с нею склонность к ДГВ проявляется только при разгрузке, существенно интенсифицируясь при увеличении влажности. Экспериментально установили, что разгрузка принципиально меняет свойства кусков, блоков, слагающих массив. Разрушенный уголь, оставленный, например, за крепью подготовительной выработки, увеличиваясь в объеме, выделяет водные растворы и смачивает разрушенный уголь. Этот кардинальнейший с позиций самовозгорания вопрос - увлажнение разрушенного угля растворами, выделяющимися из разрушенного угля, - ранее не учитывался.

Особое внимание специалистов - химиков, работающих над решением проблемы самовозгорания углей, в [2] было обращено на известное из работ акад. А. В. Лыкова положение о принципиальном различии свойств растворов в капиллярах размерами около 10^{-7} м. В частности, вода в капиллярах даже размером (диаметром) 10^{-6} м не растворяет легкорастворимые в обычных условиях вещества и имеет плотность до 1,74 г/см³. По экспериментальным данным, приведенным Н. Л. Цытовичем, плотность воды в тонких капиллярах изменяется в пределах 1,28...2,45 г/см³. По данным акад. Б. В. Дерягина, модуль сдвига пленки воды толщиной 0,09 мк достигает значений 20 МПа.

Приведенные сведения практически исключают в современных условиях химическое взаимодействие материнских растворов и органики напряженного массива, представленными размерами почти исключительно $<10^{-7}$ м. Именно они хорошо подтверждают (объясняют) отсутствие эндогенных пожаров в глубине угольных пластов (целиков).

Уместно в связи со сказанным обратить внимание на мнение проф. В. С. Веселовского и его учеников [2] относительно самовозгорания угля на складах. Констатируется, что «главными факторами ухудшения угля при хранении на складах служат смачивание угля атмосферными осадками и самонагревание. Приток же воздуха, которому придавали главное значение, может играть существенную роль только тогда, когда самонагревание получило активное развитие». Следовательно, исходя из практической реализации процитированного положения, вполне можно утверждать следующее: чтобы разжечь сухой костер, необходима спичка - небольшой импульс. А вот как будет разгораться костер, зависит от ветра.

И еще из процитированного напрашивается принципиальный и пока не решенный вопрос: а где же импульс, в чем он состоит?

Выпадение атмосферных осадков - это увлажнение разрушенного угля, способствующее развитию ДГВ. Увлажнение стимулирует выделение из угля растворов, что приводит к возникновению экзотермических химических реакций и выделению тепла.

В 1960-70-е гг. МакНИИ, доказывая природную локальность выбросоопасности, провел ряд шахтных экспериментов, в том числе измерений химического состава растворов [2]. Установлено, в частности, что в пласте h7 шахты им. Калинина показатель рН изменялся от 8,3 до 9,2; содержание MgO - от 4,1 до 10,7; SO₂ - от 2 до 114,2 мг/л, т. е. имеет место различие почти в 40 раз.

В пробах материнской воды пласта тз, отобранных из трех скважин шахты им. Поченкова ГП «Макеевуголь», расположенных на расстоянии 60 м, содержание MgO изменялось от 2,8 до 30,7; Fe₂O₃ - от 0,8 до 1,5 мг/л.

В пробе того же пласта на соседней шахте им. Бажанова ГП «Макеевуголь» содержание Fe₂O₃ составило 267,5, а MgO - 861,8 мг/л, т. е. различие составило почти 1 000 раз.

Совершенно очевидно, что химический состав материнской воды изменяется закономерно. Но тогда в какой-то конкретной ситуации состав материнской воды может оказаться для определенного состава угля химически активным. Из разрушенного, т. е. уже ненапряженного и склонного к ДГВ угля, будут обязательно выделяться природные растворы (не исключаем, что совместное с кислородом) и смачивать уголь. Вполне вероятно возникновение реакций, способствующих выделению тепловой энергии, зарождению самонагревания. А в других условиях этого не произойдет, что и обуславливает, подтверждает реальность локальности, «очаговости» эндогенной пожароопасности.

Уже сейчас на основе ранее выполненных исследований можно ориентировочно назвать соединения, на которые следует обратить особое внимание с позиций того, мо-

гут они способствовать возникновению химических реакций с выделением тепла или нет. Методический подход к выбору соединений описан в [2].

По четырем компонентам (FeO, Fe₂O₃, MgO и SO₂) рост, а затем снижение отношений по мере увеличения катагенеза пород совершенно очевидны. При переходе от геолого-промышленных районов, где разрабатываются угли марок Д-Г, к районам разработки углей марок Ж-К в среднем отношение возросло с 8,4 до 15,7, т.е. почти 1,9 раза.

Рассматриваемое отношение по мере дальнейшего катагенеза пород изменялось с 15,7 до 4,4, т.е. уменьшилось почти в 3,6 раза.

Все названные четыре соединения содержатся как в пробах пластовых вод, так и в углях. Именно результаты этих измерений могут быть использованы для промышленной проверки и локальности склонности к эндогенной пожароопасности угольных пластов.

По данным НИИГД (НПО «Респиратор»), предоставленным проф., д.т.н. П. С. Пашковским, установили, что на шахтах Донбасса за двадцатипятилетний период (1979-2004) зарегистрировано 73 эндогенных пожара.

Оказалось, что только 4 эндогенных пожара произошли при разработке так называемых молодых антрацитов [2]. Практика доказала, что при разработке высокометаморфизованных антрацитов, если их $\lg p < 6$, эндогенные пожары не происходили, а шахтопласты не могут относиться к склонным к эндогенным пожарам. Следовательно, можно прийти к выводу, в том числе на основе опыта разработки антрацитов и каменных углей в ЗГВ, что склонность к эндогенным пожарам зависит от степени их метаморфизма.

Наиболее интенсивно физико-химические превращения органики, сопровождавшиеся генерированием метана и его гомологов, гипотетически повышением химической активности материнских растворов происходили в связи с увеличением степени метаморфизма углей до уровня, соответствующего примерно = 20 %. Дальнейшее увеличение степени метаморфизма каменных углей сопровождалось уменьшением - «потреблением» метана и его гомологов, снижением химической активности растворов - гипотетическим уменьшением вероятности склонности углей к возникновению эндогенных пожаров (табл. 1).

Таблица 1 Ориентировочная опасность возникновения эндогенных пожаров П.

Группа и степень метаморфизма углей	$\Pi_{эн}$
1. $<6(\lg p)$	0
2. 6...20	0,7
3. 20...30	0,3
4. 30...40	0,4
5. 40...45	0,3

Степень метаморфизма углей: $\lg p$ антрацитов и V_{daf} каменных углей

Анализ приведенных ориентировочных данных подтверждает вывод об отсутствии эндогенной пожароопасности высокометаморфизованных антрацитов (группа 1).

Рост склонности к самовозгоранию шахтопластов группы 2 совершенно очевиден, хотя и содержит ограниченное число случаев.

Группы метаморфизма 3 и 4, содержащие 139 статистических данных (случаев), свидетельствуют о некотором снижении опасности самовозгораний при выходе летучих веществ от 20...30 % к 30...40 %. Надежно оценить ее

дальнейшие тенденции при $V_{daf} > 40\%$ из-за отсутствия необходимых статистических данных пока сложно. Интуитивно беремся утверждать, что она должна бы уменьшаться, но необходим промышленный эксперимент.

Сохраняя преданность хорошо продуманному шахтному эксперименту как высшему критерию истины в горной науке, пришли к выводу со студентом Артемом Гордеевым, что его дипломная работа по шахте «Южнодонбасская № 1» должна состоять в разработке склонного по ПБ к самовозгоранию пласта с11 как к нему несклонного в ЗГВ, на глубинах менее 400 м.

Дипломная работа в 2006 г. была защищена и как представляющая прямое практическое значение - полезность направлена ДонНТУ на конкурс в Министерство образования и науки Украины.

Перспективность и научно-практическая значимость исследования привела к тому, что в следующем учебном году оно было продолжено очередным магистрантом. Его основная задача теперь сводилась именно в экспериментальном доказательстве главного: существовании достоверных различий состава растворов одного и того же пласта, на одной и той же шахте, но в зонах ЗГВ и ниже нее.

Эксперимент, хоть и весьма ограниченный по числу проб, отобранных в ЗГВ и ниже нее (всего по две), выполнен. Результаты анализов поразительно подтвердили основы ранее высказанной гипотезы (табл. 2).

Таблица 2. Содержание химических соединений в растворах ЗГВ и ниже нее, мг/л

Соединение	В ЗГВ	Неразгруженном (ниже ЗГВ) массиве	Отношение 3:2
Fe ₂ O ₃	1,1	1,7	1,54
MgO	14,2	21,3	1,50
CaO	8,6	19,3	2,24

Отношение измеренных химических соединений в ЗГВ и ниже нее во всех случаях не менее 1,5, что показывает перспективность и необходимость продолжения исследования, т.е. увеличения в том числе количества экспериментов на шахте «Южнодонбасская № 1».

Библиографический список

1. **Николин В. И.** Новая гипотеза природы самовозгорания углей, основанная на развитии деформаций генетического возврата при разгрузке // Горноспасательное дело: сб. науч. тр. НИИГД. - Донецк, 2004. - С. 160... 167.
2. Природная зависимость склонности каменных углей к самовозгоранию от степени их метаморфизма / **В.И. Николин, С. В. Подкопаев, Н. В. Малеев и др.** //Изв. вузов. Горный журнал. - 2007. - № 2. С. 118-123.
3. О связи деформаций генетического возврата напряженных горных пород с их влажностью / **В.И. Николин** [и др.] // Научные открытия: сб. кратких описаний. -М., 2004. - Вып. 1. - С. 41 ...43.

© Николин В.И., Подкопаев С.В., Полевая А.В., Гордеев А.Е., 2008

УДК 622. 822:622.413

МЕЛЬНИКОВА Я.В. (ДонНТУ)

ВЛИЯНИЕ СРЕДСТВ ПРОТИВОПОЖАРНОЙ ЗАЩИТЫ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ НА РЕЖИМЫ ПРОВЕТРИВАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

В статье представлены результаты экспериментальных исследований влияния средств водяного пожаротушения, используемых на ленточных конвейерах, на режимы проветривания горных выработок, которые позволяют прогнозировать последствия, вызванные внезапным включением установок.

Статистика показывает, что ежегодно в Украине происходит от 50 до 80 подземных пожаров экзогенного происхождения, которые наносят экономический ущерб угольным предприятиям Минтопэнерго в размере 20-40 млн. грн. в год.

По данным НИИГД [1] наибольшую пожарную опасность в шахтах представляют выработки, оборудованные ленточными конвейерами. Эти выработки имеют высокую пожарную нагрузку (горючая конвейерная лента, деревянные элементы крепи, минеральные масла в гидромуфтах и редукторах, электрические кабели). При этом 65 % пожаров возникло на приводных станциях конвейеров, несмотря на то, что здесь сосредоточены основные средства контроля за работой приводных двигателей и основные средства пожаротушения.

В Украине (НИИГД) созданы автоматические установки водяного пожаротушения типа УВПК для тушения пожаров в начальной стадии развития на приводах ленточных конвейеров и типа УПВС - для локализации и тушения пожаров в конвейерных выработках (рис. 1).

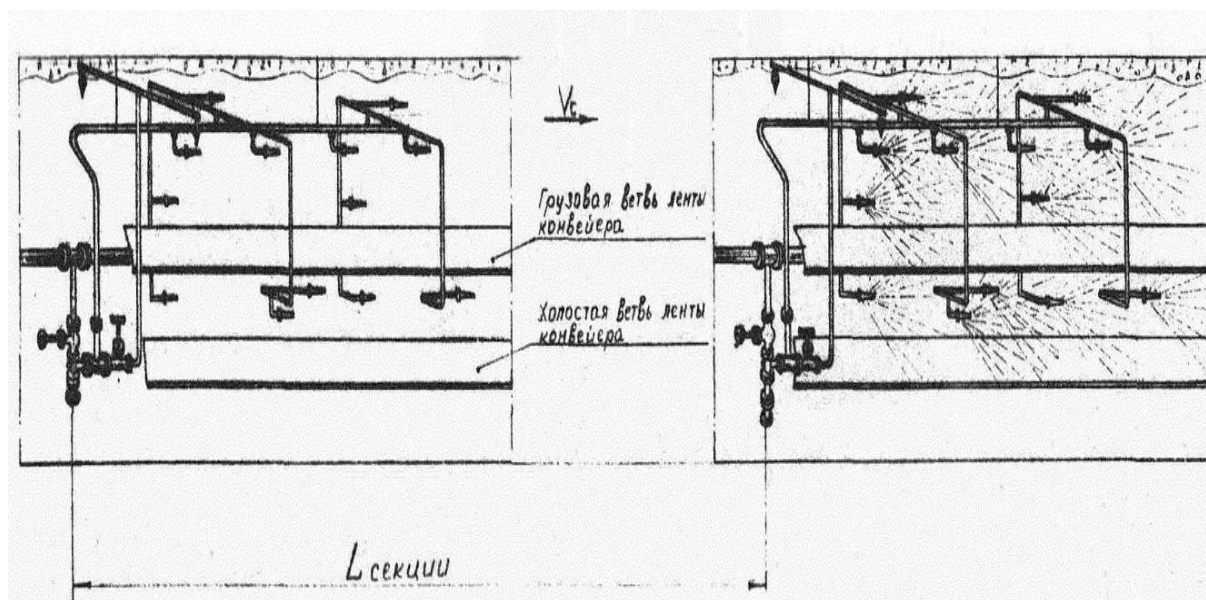


Рис. 1 Общий вид установка типа УПВС.

В зависимости от особенностей защищаемых станций конвейеров установка изготавливается в трех исполнениях. Исполнения отличаются друг от друга выполнением

распределительного трубопровода, количеством оросителей, а также количеством и размещением пожарных извещателей.

Установка в основном исполнении предназначена для защиты приводных станций ленточных конвейеров с одним или двумя приводными барабанами, расстояние между которыми не более 2м, выносного барабана, расположенного от оси ближайшего к нему ведущего барабана на расстоянии не более 6м, и концевой барабана последующего конвейера.

Установка в исполнении УВПК-01 предназначена для защиты приводных станций ленточных конвейеров с одной или двумя приводными барабанами, расстояние между которыми не более 2м, а также приводных станций конвейеров, у которых расстояние между крайними (внешними) ведущими барабанами секций 10м и более. На каждой приводной станции конвейера с расстоянием между барабанами 10м и более должна размещаться одна установка (л/к типа 2Л80У, 2ЛТ80 и др.)

Установка в исполнении УВПК-02 предназначена для защиты приводных станций ленточных конвейеров с расстояниями между крайними (внешними) ведущими барабанами соседних приводных станций менее 10м (л/к типа 1Л120-01, 1Л120-02, 2Л120 и др.)

Установка водяного пожаротушения типа УВПК состоит из следующих основных узлов: колена, задвижки, запорно-пускового устройства с фильтром "А", запорным "В" и пусковым "Г" устройствами, чекой ручного пуска "В", распределительного трубопровода с оросителями, извещателя пожарного и кабеля соединительного.

При автоматическом включении установок водяного пожаротушения происходит изменения аэродинамического сопротивления горных выработок, а следовательно, и режимов проветривания. исследованию этого вопроса и посвящена данная статья.

Известно, что исследование режимов проветривания при включении установок пожаротушения вызывает необходимость проведения большого количества опасных, трудоемких и дорогостоящих экспериментов. При этом недостаточное или, наоборот, большое количество опытов может привести с одной стороны к получению ошибочных результатов, а с другой – к экономически нецелесообразным затратам. Поэтому большой объем экспериментальных исследований проводился на аэродинамической трубе. Для получения экспериментальных данных, сопоставимых с результатами натурных исследований необходимо соблюсти основные требования теории подобия и размерностей [2, 3]. Эксперимент математически планировался. Нами был применен метод, основанный на построении математической модели процесса, описывающий искомую зависимость.

Эксперимент проводился на лабораторной установке (рис. 2), состоящей из модели горизонтальной выработки постоянного сечения 5, изготовленной в масштабе 1:25 натуральной величины горной выработки шахты ГВГСС, в которой в дальнейшем проводились натурные исследования. С помощью вентилятора 1 воздух засасывался через раструб в модель горной выработки, а через вентилятор выдавался за пределы установки. Модель выработки имела трапецеидальную форму сечения и была закреплена крепежными рамами из круглых стоек

Установка оснащена микроманометром 2 и воздухомерной трубкой Пито-Прандтля 7, необходимыми для измерения депрессии выработки и динамического давления.

Для установки микроманометра в горизонтальное положение на плите 7 имеются два уровня 8. К плите 7 шарнирно крепится кронштейн с измерительной трубкой 6, нижняя часть которой с помощью эластичной резиновой трубки сообщается с резервуаром 4.

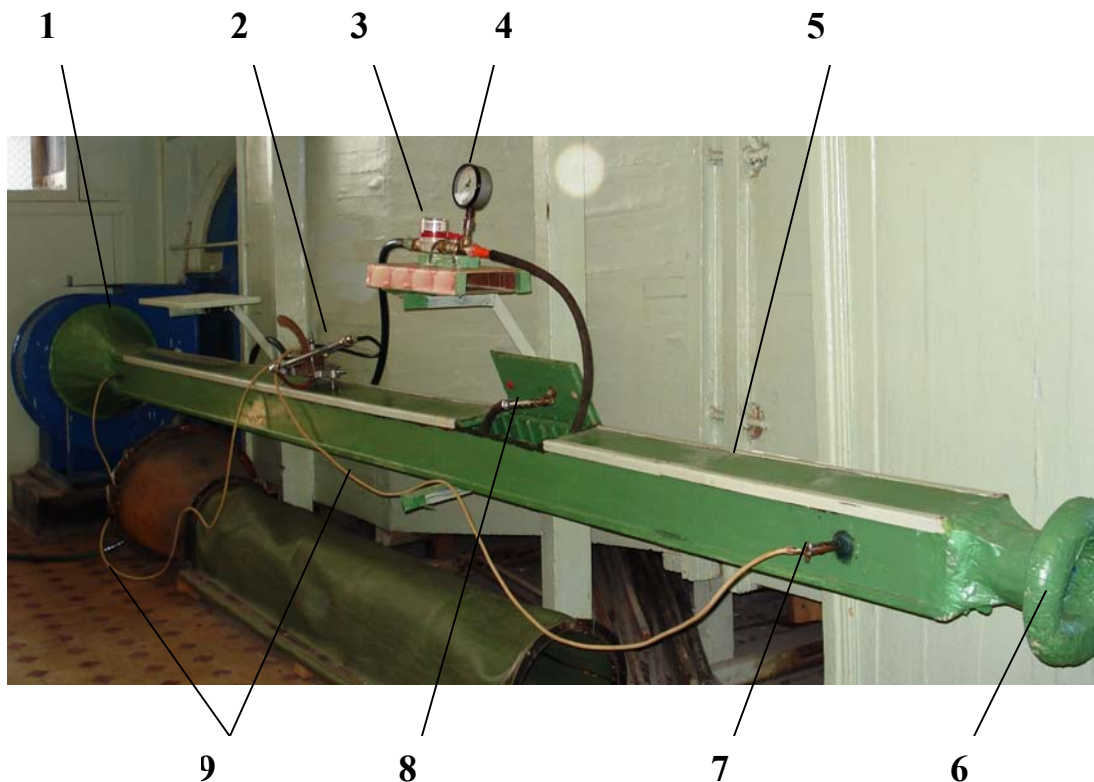


Рис. 2 Схема лабораторной установки: 1 - вентилятор; 2 - микроманометр; 3 - водомер; 4- манометр; 5 – аэродинамическая труба (модель горной выработки); 6- диффузор вентилятора; 7 - трубка Пито; 8 – распылительная форсунка; 9 - гибкий шланг; 10 –кран.

В результате получена зависимость расхода воздуха от производительности форсунки, представленная на рис. 3

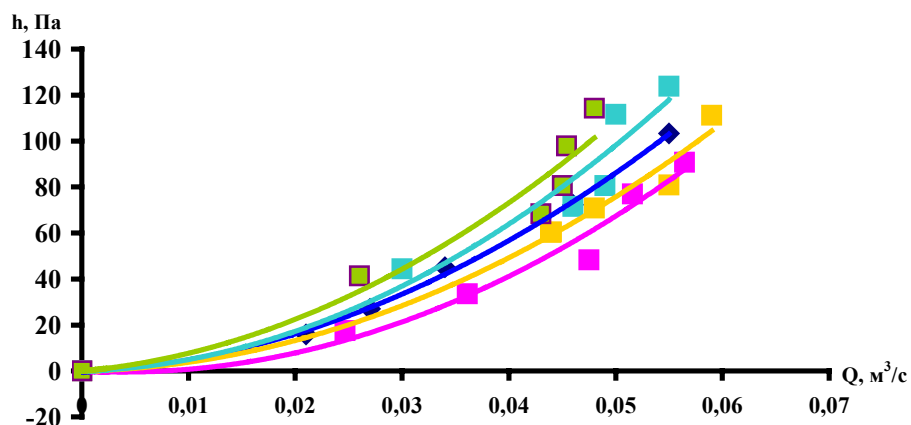


Рис. 3. График аэродинамических параметров экспериментальной трубы выработки: 1 - без работающей форсунки; 2 - с работающей форсункой производительностью 0,07л/с; 3 - с работающей форсункой производительностью 0,14 л/с; 4 - с работающей форсункой производительностью 0,2 л/с; 5 - с работающей форсункой производительностью 0,3 л/с.

На рис. 4 представлены результаты лабораторных исследований и расчётные величины, характеризующие влияния работы одной водяной форсунки на устойчивость вентиляционной струи при $h_0 = 50$ Па.

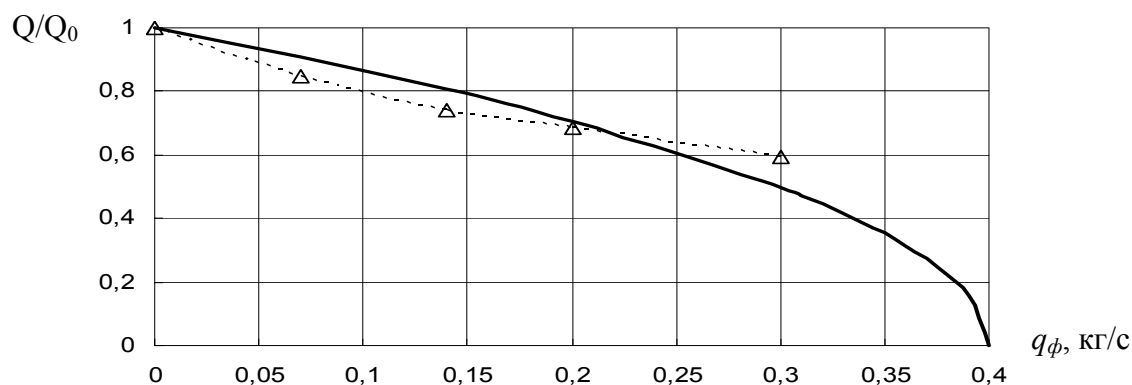


Рис. 4. Расчётные (сплошная линия) и лабораторные данные (треугольники) влияния работы одной форсунки различной производительности на устойчивость вентиляционной струи.

Как показали результаты лабораторных экспериментов, включение в работу установок водяного пожаротушения (форсунки) приводит к увеличению аэродинамического сопротивления выработок. Эксперимент также позволил установить, что в том случае, когда направление распыленной водяной струи совпадает с направлением движения воздушной струи, можно получить эффект увеличения расхода после водяной завесы. Когда направление распыленной водяной струи противоположно направлению воздушного потока, то водяной факел деформируется сам, и деформирует поле скоростей воздушного потока. Анализ методов учета действия различных источников тяги в шахтной вентиляционной сети показал, что в некоторых случаях действие водяной завесы можно рассматривать аналогично действию теплового источника тяги. Такая аналогия возможна только на основании предположения о том, что расход воды в водяной завесе не изменяется во времени и действие водяной завесы может уменьшать или увеличивать расход воздуха в горной выработке. Таким образом, серия проведенных экспериментов позволяет прогнозировать последствия, вызванные внезапным включением установок водяного пожаротушения, и заранее разработать мероприятия по устойчивому проветриванию выработок, оборудованных ленточными конвейерами.

Библиографический список:

1. А.С. Чумак, Ю.Ф. Булгаков. Пожарная безопасность горных выработок, оборудованных ленточными конвейерами. // Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. – Донецк, 1996. – с.3-6.
2. О.Н. Кассандрова, В.В. Лебедев. Обработка результатов наблюдений. – «Наука», Главная редакция физ.-мат. литературы, 1970. – 103 с.
3. Тимошенко Г.М., Зима П.Ф. Теория инженерного эксперимента.: Учеб. Пособие. – К.: УМК ВО, 1991. – 124 с.
4. Седов Л.И. Методы подобия и размерности в механике. – М.: Наука, 1967. – 428 с.

© Мельникова Я.В., 2008

УДК 622.063.46

ХАЗИПОВ И.В. (ДонНТУ)

РЕЗУЛЬТАТЫ ЛАБОРАТОРНЫХ ИСПЫТАНИЙ ОПОРНЫХ ПОРОДНЫХ КОНСТРУКЦИЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ОГРАНИЧИВАЮЩИХ ПОВЕРХНОСТЕЙ

В статье приведены результаты лабораторных испытаний породного охранного сооружения с использованием ограничивающей поверхности.

Существенным резервом повышения технико-экономических показателей работы добычных угольных забоев является снижение затрат на горно-подготовительные работы. В техническом аспекте решение этой задачи связано с переходом на системы разработки, в которых повторно используются транспортные штреки в качестве вентиляционных. При этом возникает необходимость решения проблемы поддержания повторно используемых выработок в выработанном пространстве при помощи искусственных сооружений. В качестве последних используются: бутовая полоса, буто-костры, костры, накатные костры, кусто-костры, железобетонные тумбы, литая полоса.

Все разработанные искусственные опорные конструкции, кроме бутовой полосы, связаны с использованием дорогостоящих материалов и требуют дополнительного применения определенных технологий при изготовлении конструкции. Стоимость применения искусственных сооружений в условиях отработки угольного пласта мощностью 1 м составляет: бутовая полоса – 320 грн.; накатные деревянные костры – 196 грн.; тумбы БЖБТ – 400 грн.; литая полоса – 940 грн. на 1 м выработки.

Анализ наиболее распространенного способа поддержания выработок в выработанном пространстве с помощью искусственного сооружения из рядовой породы (бутовой полосы) показывает, что с точки зрения несущей конструкции в поддержании кровли участвует только 20-25% ширины бутовой полосы, а остальная часть за счет пассивного отпора формирует несущее ядро.

На наш взгляд возможность охранных сооружений из рядовой породы на сегодняшний день не является полностью исчерпанными. Поэтому разработка технологий возведения и обоснование параметров искусственных сооружений с использованием рядовой породы при применении новых технических решений является актуальной задачей для многих угольных предприятий, которые не в состоянии применять известные технологии создания опорных конструкций по экономическим соображениям.

Повысить эффективность работы опорных конструкций из рядовой породы возможно за счет использования ограничивающих поверхностей в виде замкнутых оболочек и разделительных прокладок [1, 2]. Применение ограничивающих поверхностей позволяет значительно (в 3-4 раза) уменьшить ширину искусственных породных конструкций с сохранением высокой грузонесущей способности.

В настоящей работе приведены результаты лабораторных исследований нагрузочно-деформационных характеристик искусственных породных сооружений с применением различных ограничивающих поверхностей. В качестве ограничивающих поверхностей в лабораторных испытаниях использовался рукав на тканевой основе (породная стойка) [3] и тканевая разделительная прокладка.

Геометрический масштаб моделей охранных сооружений составлял 1:10. Гранулометрический состав породной фракции находился в пределах 3-6 мм. В качестве материала ограничивающей оболочки породной стойки использовалась мешковина с пре-

делом прочности на разрыв 3,5 кг/см. В моделях отрабатывалась мощность пласта 1 м. В первой серии моделей изучалось влияние количества породных стоек в опорной конструкции на ее нагрузочно-деформационную характеристику.

На рисунке 1 показан общий вид моделей с различным количеством породных стоек в моделируемой опорной конструкции.

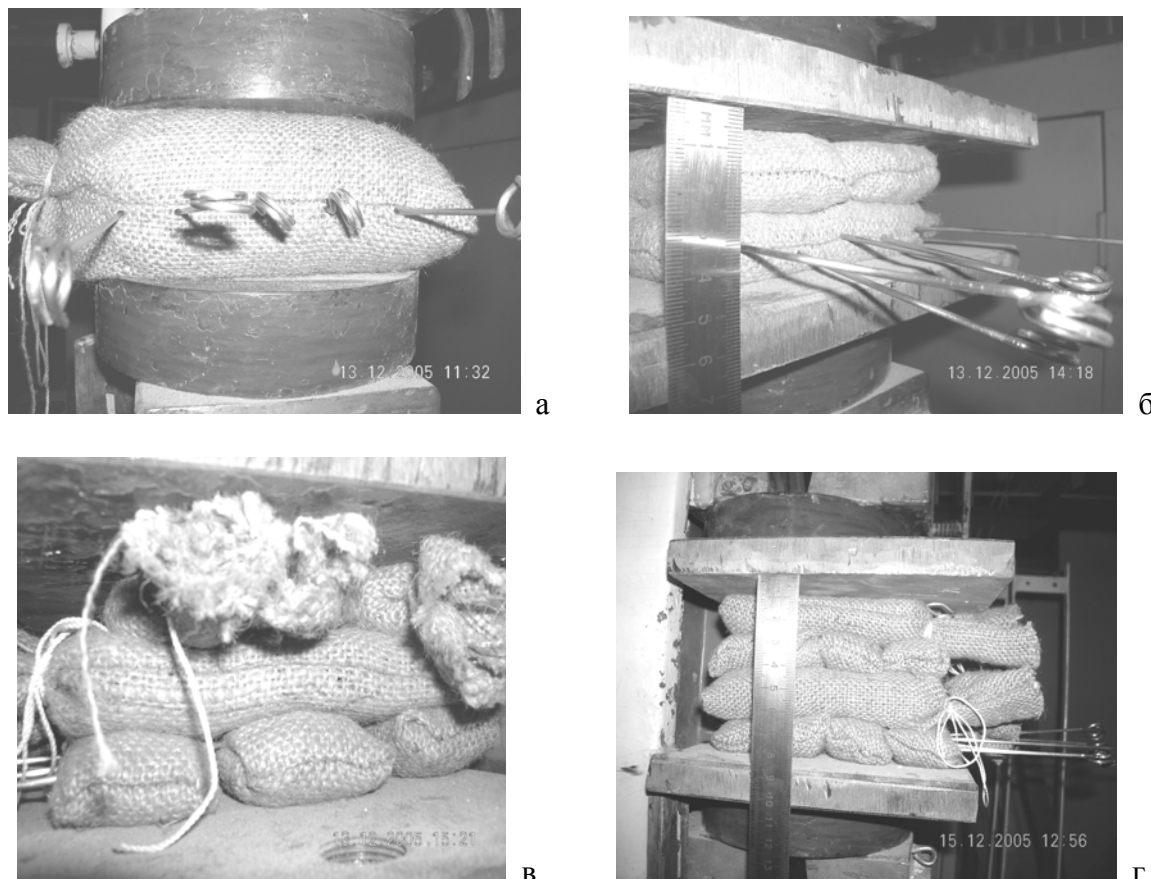


Рис. 1. Схемы укладки породных стоек: а – схема № 1; б – схема № 2; в – схема №3, г – схема №4

На рисунке 2 приведены графики нагрузочно-деформационной характеристики опорных сооружений различной конструкции. Их анализ показывает, что характер деформирования опорной конструкции из одной породной стойки аналогичен деформированию бутовой полосы под нагрузкой (усадка до 30%). Опорная конструкция из различного количества породных стоек (4, 9, 16) под нагрузкой деформируется идентично. Величина усадки опорных сооружений составляет 10-12%.

На рисунке 3 приведены графики относительного распределения давления внутри испытываемых породных конструкций. Общим является образование несущего ядра внутри опорных сооружений. При этом давление внутри опорной конструкции в 5-10 раз превышает давление по краю.

Во второй серии моделей производилось исследование нагрузочно-деформационной характеристики опорного породного сооружения с использованием тканевых разделительных прокладок, укладываемых в процессе формирования опорной конструкции. Тканевые прокладки разделяли породную опорную конструкцию на пять полос по мощности пласта.

На рисунке 4 показан общий вид опорной породной конструкции с разделительными тканевыми прокладками.

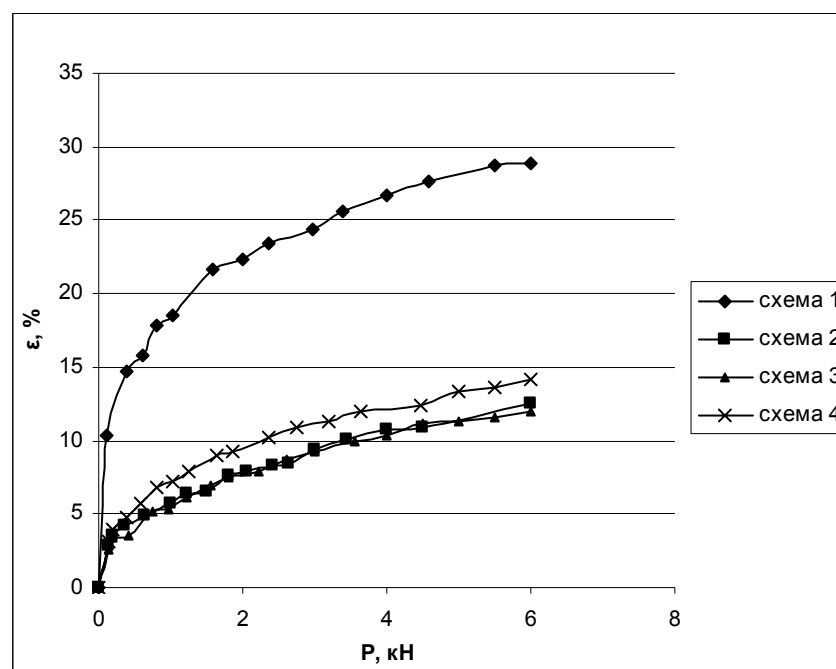


Рис. 2. График зависимости относительных деформаций опорных конструкций от нагрузки

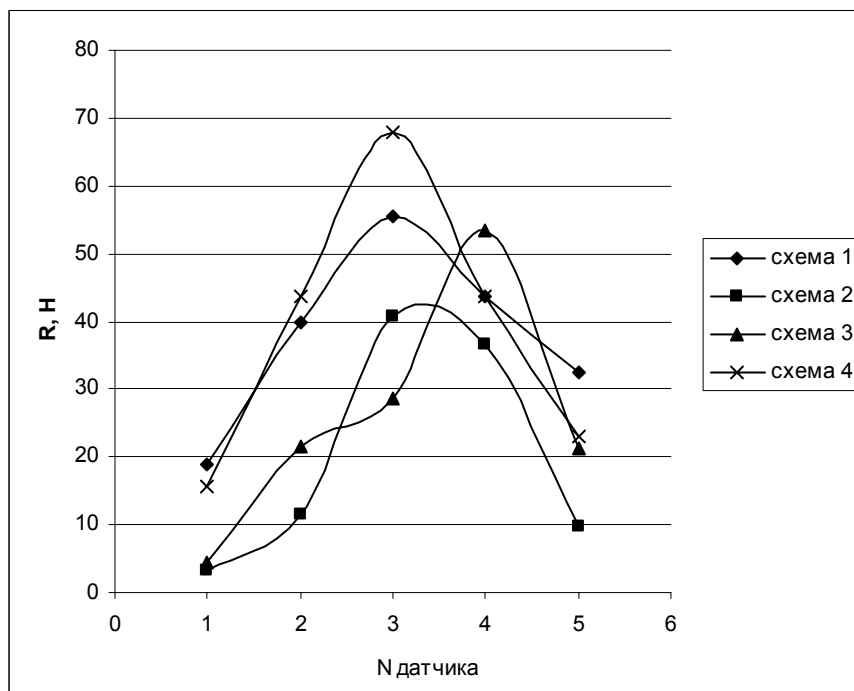


Рис. 3. Графики относительного распределения давления по схемам



Рис. 4. Общий вид разделенной породной опоры.

На рисунке 5 приведен график нагрузочно-деформационной характеристики испытываемой опорной породной конструкции. Его анализ показывает, что при нагрузке 8 кН усадка опорной породной конструкции составляет 25%.

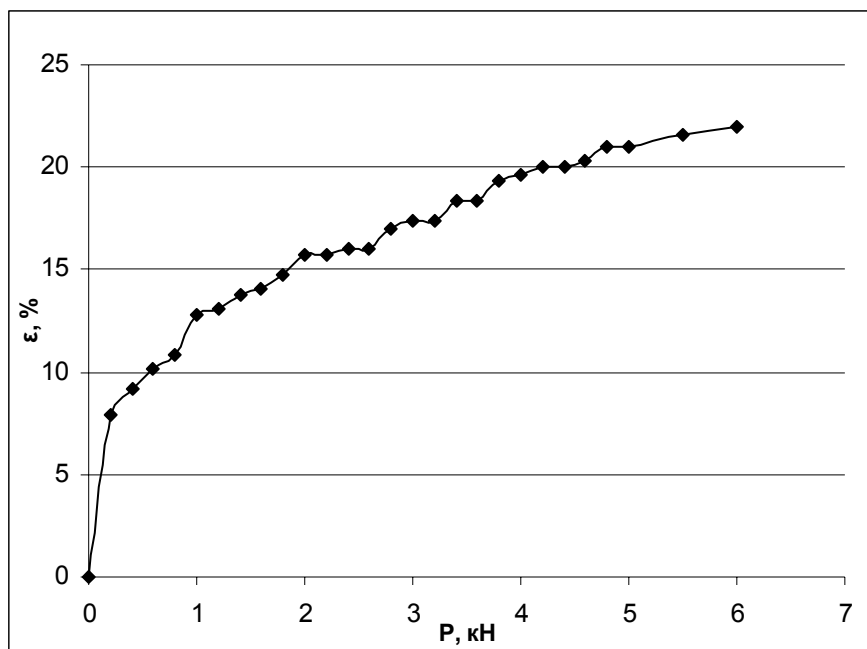


Рис. 5. Результаты испытания разделенной породной опоры

Приведенные лабораторные испытания опорных породных конструкций, создаваемых с использованием ограничивающих поверхностей позволяют сделать заключение о том, что применение ограничивающих поверхностей обеспечивает создание из

рядовой породы опорных конструкций, грузонесущая способность которых является достаточной для использования их в качестве охранных сооружений при поддержании горных выработок.

Библиографический список

1. **Иващенко В.Д., Артамонов В.Н., Кузык И.Н., Сердюченко М.В.** Способы повышения жесткости опорных конструкций // Изв. вузов. Горный журнал. – 1994. – №3. – С.50-52.
2. **Ильин А.И., Теросипов В.М., Баранов С.А.** Шахтные специальные крепи из породных стоек // Уголь Украины, 2003. – №3. – С.14-15.
3. **Касьян Н.Н., Ильин А.И., Иващенко В.Д., Хазипов И.В.** Лабораторные испытания охранных сооружений с использованием породных стоек // Геотехнологии и управление производством XXI века. Том 1. – Донецк: ДонНТУ, 2006. – С.93-97,

© Хазипов И.В., 2008

УДК 622.867:623.459.7

ИЛЬИНСКИЙ Э.Г., КОНОПЕЛЬКО Е.И., ПОНОМАРЕНКО Д.А. (НИИГД «Респира-тор»)

ОПРЕДЕЛЕНИЕ МЕСТ РАЗМЕЩЕНИЯ КАМЕР-УБЕЖИЩ

Предложен алгоритм расчета мест размещения камер-убежищ для горноспасателей на шахтах с длинными выемочными столбами в зависимости от горно-геологических и горнотехнических условий аварийных маршрутов выхода, предусмотренных Планом ликвидации аварии, типом и временем защитного действия респиратора, находящегося на вооружении горноспасателя.

Постоянно увеличивающаяся длина выемочных столбов привела к тому, что в настоящее время около 15 % площадей подземных выработок не могут быть обследованы подразделениями ГВГСС, имеющими на оснащении регенеративные респираторы со сжатым кислородом Р-30, у которых номинальное время защитного действия (ВЗД) составляет 4 ч. Решение этой важной социальной проблемы возможно разными путями:

- реверсированием вентиляционной струи на аварийном участке;
- разрезкой длинного выемочного столба специальной выработкой;
- созданием респираторов с большим ВЗД;
- применением респираторов с химически связанным кислородом типа РХ-4;
- применением коллективных средств защиты органов дыхания на пути следования горноспасателей.

Первые два способа не решают проблемы, т.к. в некоторых случаях они приводят к увеличению вероятности возникновения и/или развитию аварии. Увеличение ВЗД респиратора, на наш взгляд, нецелесообразно, т.к. это приводит к увеличению массогабаритных характеристик аппарата и опыт применения респираторов «Луганск» и «Урал», имеющих ВЗД равное 6 ч., показало их неперспективность и они были сняты с эксплуатации. Респираторы с химически связанным кислородом РХ-4Е, который по своим техническим параметрам мог бы позволить решить проблему, в настоящее время не полностью соответствует современной нормативной базе, а разработка нового и освоение его серийного производства требует определенного времени. Поэтому в таких случаях в настоящее время горноспасатели используют комплекс бокс-базы горноспа-

сательной КБГ. Но ее доставка к месту аварии требует времени и дополнительных сил, что сказывается на оперативности ликвидации или локализации аварии. Мировой опыт показывает, что для этой цели более эффективны камеры-убежища, которые в Украине не регламентированы [1,2]. В качестве источника воздуха в них используется шахтная пневмосеть, трубопровод с поверхности, баллоны со сжатым воздухом или система регенерации. За счет их герметичности в них создается избыточное давление не менее 50 Па, что предотвращает попадание токсичных газов во внутреннее пространство и позволяет безопасно находиться в ней при нормальных климатических условиях без индивидуальных средств защиты органов дыхания. Известны два типа камер-убежищ: передвижные и стационарные. Первые из них представляют собой металлический контейнер, который может перемещаться по выработке и устанавливаться в определенном месте. Их вместимость обычно до 15 человек и внутренний объем определен из расчета 1,2- 1,5 м³ на человека. Для большого количества людей (до 300 человек) создаются стационарные камеры-убежища.

Для предотвращения разрушения камеры при взрыве в горной выработке, а также для того, чтобы камера-убежище не создавала дополнительное сопротивление воздуху, проходящему по выработке они располагаются, как правило, в горной выработке, по которой движется исходящая струя воздуха. Ее местоположение зависит от горно-геологических и горнотехнических условий аварийных маршрутов выхода, предусмотренных планом ликвидации аварии, типом самоспасателя (и следовательно его ВЗД), который находится у горнорабочего, и ВЗД респиратора, который находится на оснащении у горноспасателя.

При выборе места размещения камеры-убежища для горноспасателей, где они могут отдохнуть, переоснастить респиратор или оказать первую медицинскую помощь, будем исходить из следующих предпосылок:

- после возникновения пожара сохраняется существующее направление движения воздуха в выемочном участке;
- очаг пожара находится в начале свежей струи (наиболее тяжелый случай);
- горноспасатели, обследуя аварийный участок, первоначально движутся навстречу струе (по цепочке выработок 1-2-3-4, см. рис 1.), затем в обратном направлении.

Расчетный объем кислорода S'_p в кубических дециметрах, который может расходовать горноспасатель при ведении аварийно-спасательных работ, приведенный к нормальным условиям, равен:

$$S'_p = bS'_n, \quad (1)$$

где b - коэффициент, учитывающий резерв кислорода на непредвиденные случайности (регламентируется [3]); S'_n - начальный объем кислорода в респираторе, дм³.

В Уставе ГВГСС [3] приведены данные о расходе кислорода в непригодной для дыхания среде на 100 м пути в зависимости от вида выполняемой работы и состояния горных выработок (высота, угол наклона и др.). Баланс расхода кислорода горноспасателем при обследовании выемочного участка, показанного на рис. 1, имеет вид:

$$S'_p = 0,01 \left[L \left(\sum_{i=1}^I a_i v_i + \sum_{j=1}^J a_j v_j + \sum_{m=1}^M a_m v_m + \sum_{k=1}^K a_k v_k \right) + l_{лав} \left(\sum_{\varphi=1}^{\Phi} a_{\varphi} v_{\varphi} \sum_{\psi=1}^{\Psi} a_{\psi} v_{\psi} \right) \right] \quad (2)$$

где a – коэффициенты, учитывающие условия на разных участках в обследуемых выработках (высота, угол наклона, температура, задымленность и т.д.); L – длина выемочного столба, м; $l_{лав}$ – длина лавы, м; v - расход кислорода на 100 м пути при движении

горноспасателей по соответствующим участкам выработки, дм^3 ; I, M, Φ – количество участков с разной энергоемкостью их преодоления при движении навстречу свежей струе для вентиляционного, откаточного штреков и лавы соответственно. J, K, Ψ – количество участков с разной энергоемкостью их преодоления при движении горноспасателей назад для вентиляционного, откаточного штреков и лавы соответственно.

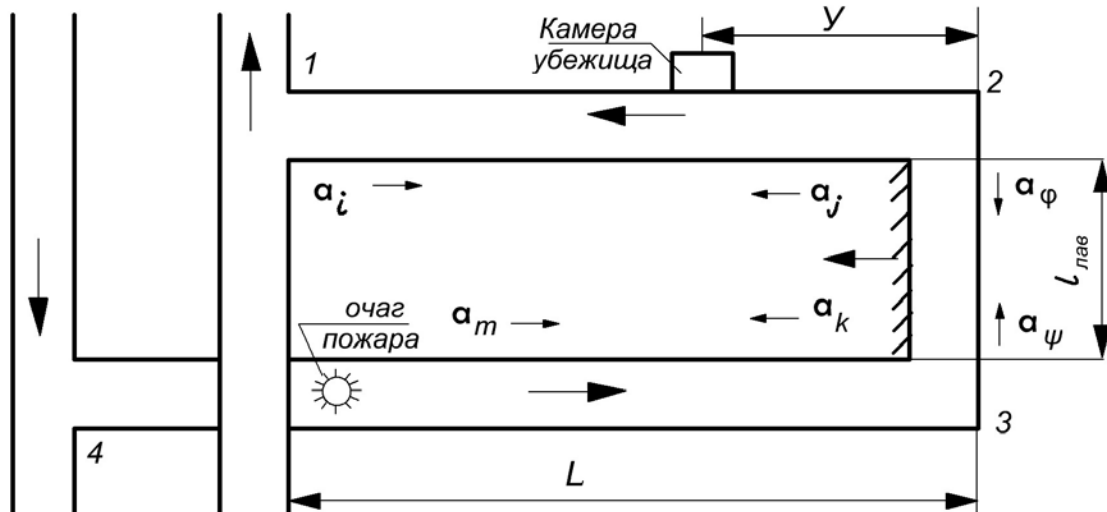


Рис. 1. Схема выемочного участка с камерой-убежищем в вентиляционном штреке

На основании уравнения (2) максимальная длина выемочного поля L_{max} в метрах, преодоление которой обеспечивается запасом кислорода в респираторе горноспасателя, определяется по формуле:

$$L_{max} = \frac{100S'_p - l_{лава} \left(\sum_{\phi=1}^{\Phi} a_{\phi} v_{\phi} + \sum_{\psi=1}^{\Psi} a_{\psi} v_{\psi} \right)}{\sum_{i=1}^I a_i v_i + \sum_{j=1}^J a_j v_j + \sum_{m=1}^M a_m v_m + \sum_{k=1}^K a_k v_k} \quad (3)$$

В случае если проектная длина выемочного столба L больше L_{max} необходимы камеры-убежища для отдыха горноспасателей и замены баллонов с кислородом в респираторе. Для определения места их размещения рассмотрим пример условной выработки, приведенной на рис.1. Баланс расхода кислорода горноспасателем в этом случае имеет вид:

$$S'_p = 0,01 \left[L \left(\sum_{i=1}^I a_i v_i + \sum_{m=1}^M a_m v_m + \sum_{k=1}^K a_k v_k \right) + l_{лава} \left(\sum_{\phi} a_{\phi} v_{\phi} + \sum_{\psi} a_{\psi} v_{\psi} \right) + y \sum_j^J a_j v_j \right], \quad (4)$$

где y – расстояние между камерой-убежищем и лавой 2-3, м. J' – количество участков с разной энергоемкостью их преодоления, находящихся на расстоянии y от лавы.

На основании уравнения (4) расстояние y в метрах между камерой-убежищем и лавой определяется:

$$y = \frac{100S'_p - \left[L \left(\sum_{i=1}^I a_i v_i + \sum_{m=1}^M a_m v_m + \sum_{k=1}^K a_k v_k \right) + l_{лава} \left(\sum_{\phi=1}^{\Phi} a_{\phi} v_{\phi} + \sum_{\psi=1}^{\Psi} a_{\psi} v_{\psi} \right) \right]}{\sum_{j=1}^{J'} a_j v_j}, \quad (5)$$

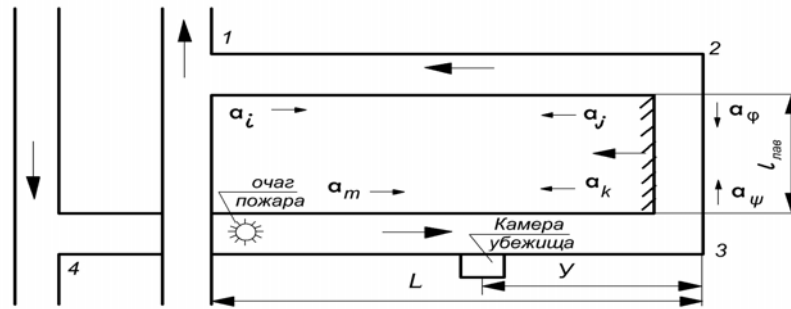


Рис. 2. Схема выемочного участка с камерой-убежищем в откаточном штреке

Анализ формулы показывает, что при определенных соотношениях, входящих в уравнение, y , даже при $J' = 0$, может быть меньше нуля. Это означает, что запаса кислорода респиратора не хватает горноспасателю, чтобы дойти до вентиляционной выработки. В этом случае камера-убежище размещается в конвейерном (откаточном) штреке. И место ее расположения y в метрах в этом случае (рис. 2) также находится из рассмотрения баланса кислорода:

$$S'_p = 0,01 \left[L \left(\sum_{i=1}^I a_i v_i + \sum_{m=1}^M a_m v_m \right) + l \sum_{\varphi} a_{\varphi} v_{\varphi} + (L - y) \sum_{k=1}^{K'} a_k v_k \right], \quad (6)$$

где K' - количество участков с разной энергоемкостью, находящихся на расстоянии y от лавы откуда:

$$y = \frac{L \left(\sum_{i=1}^I a_i v_i + \sum_{m=1}^M a_m v_m + \sum_{k=1}^{K'} a_k v_k \right) + l \sum_{\varphi=1}^{\Phi} a_{\varphi} v_{\varphi} - 100 S'_p}{\sum_{k=1}^{K'} a_k v_k}. \quad (7)$$

Однако при решении уравнения при определенном соотношении параметров и в этом случае y может быть меньше нуля. Это означает, что запаса кислорода в респираторе достаточно респираторщику, чтобы дойти до лавы, где, естественно, устанавливать камеру-убежище нельзя. И ее можно установить в откаточном (конвейерном) штреке, так чтобы запаса кислорода после переснаряжения респиратора в камере-убежище хватило горноспасателю выйти на свежую струю:

$$y \sum_{k=1}^{K'} a_k v_k + l_{\text{лава}} \sum_{\varphi=1}^{\Phi} a_{\varphi} v_{\varphi} + L \sum_{j=1}^J a_j v_j \leq 100 S'_p \quad (8)$$

откуда:

$$y \leq \frac{100 S'_p - (l_{\text{лава}} \sum_{\varphi=1}^{\Phi} a_{\varphi} v_{\varphi} + L \sum_{j=1}^J a_j v_j)}{\sum_{k=1}^{K'} a_k v_k}. \quad (9)$$

Месторасположения камеры-убежища определяется, в первую очередь, горно-геологическими условиями, но исходя из экономической целесообразности оно должно быть как можно дальше от лавы, т.е.

$$y = \frac{100 S'_p - (l_{\text{лава}} \sum_{\varphi=1}^{\Phi} a_{\varphi} v_{\varphi} + L \sum_{j=1}^J a_j v_j)}{\sum_{k=1}^{K'} a_k v_k}. \quad (10)$$

где K' - количество участков с разной энергоемкостью их преодоления, находящихся на расстоянии y от лавы.

Если в соответствии с Планом ликвидации аварии этой же камерой должны воспользоваться и горнорабочие, появляются дополнительные требования к размещению как самих камер-убежищ так и других коллективных средств защиты - пунктов переключения в резервные самоспасатели. Зная тип самоспасателя, который находится у горнорабочего, можно рассчитать хватит ли его времени защитного действия $T_{ВЗД}$ на преодоление расстояния, которое отделяет его рабочее место от места расположения камеры-убежища; для этого должны выполняться условия:

$$T_{ВЗД} \geq \sum_{k=1}^K \frac{l_k}{V_k} + \sum_{\phi} \frac{l_{\phi}}{V_{\phi}} + \sum_j \frac{l_j}{V_j}, \quad (11)$$

в случае если камера-убежище располагается в вентиляционном штреке и

$$T_{ВЗД} \geq \sum_{k=1}^{K-K'} \frac{l_k}{V_k}, \quad (12)$$

если располагается в откаточном, где l – длины участков с разными условиями движения; V – скорости передвижения горнорабочего на каждом участке, соответствующей нагрузке средней тяжести [4], которые нормированы в [1]

Если времени защитного действия самоспасателя окажется недостаточно для преодоления пути до камеры, на таком маршруте должен быть размещен дополнительно пункт переключения в резервные самоспасатели. Местонахождения его определяется из следующих посылок. Зная размещение людей на рабочих местах при нормальной работе можно найти распределение длин маршрутов, которые преодолевают горняки. Найдя максимальное значение этого распределения от камеры $L_{кам}$ получаем одну границу мест расположения пунктов. Вторая граница определяется из условия, что ВЗД резервного самоспасателя $T_{рез}$, находящегося в пункте, должно хватить, по крайней мере, для достижения камеры-убежища.

Аналогичным образом необходимо проанализировать и участок после камеры убежища на необходимость установки там пунктов переключения или еще камер-убежища, если на предыдущем участке необходимо устанавливать пункт переключения. Места размещения пунктов переключения и камер-убежищ должны согласовываться каждый раз при согласовании планов ликвидации аварий руководителем предприятия совместно с представителями ГВГСС и НИИГД «Респиратор» один раз в 6 месяцев.

Варьируя расположение коллективных средств защиты в пределах, определяемых полученными соотношениями можно не только оптимизировать их размещение, но и повысить безопасность аварийных выходов при эксплуатации длинных выемочных столбов, а также повысить надежность системы самоспасения за счет объективно правильного и рационального выбора типа самоспасателя, возможно, малогабаритного, постоянно носимого горняком.

Библиографический список

- 1 Система саморятування гірників: Загальні вимоги. СОУ 10.1-00174102-002-2004.
- 2 Стационарні камери-сховища рятувальні шахтні. Загальні технічні вимоги. СОУ 10.1.202020852.002:2006.
- 3 Статут ДВГРС по організації і веденню гірничорятувальних робіт. ДНАОП 1.11.30-4.01.97.
- 4 Засоби захисту органів дихання для самопорятунку. Автономні дихальні апарати із замкненим дихальним контуром. Апарати з хімічно зв'язаним киснем (КО₂) для евакуації. Вимоги, випробування, маркування. ДСТУ EN 4.

© Ильинский Э.Г., Конопелько Е.И., Пономаренко Д.А., 2008

УДК 622.83

НИКОЛИН В.И., ХУДОЛЕЙ О.Г., КАПУСТИН А.А., ЧЕМИТОВ А.В. (ДонНТУ)

ОСОБЕННОСТИ РАЗРУШЕНИЯ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ НИЖЕ ЗОНЫ ГАЗОВОГО ВЫВЕТРИВАНИЯ

Обоснована необходимость отработки угольных месторождений на больших глубинах для обеспечения энергетической безопасности Украины. Изучен вопрос об основных особенностях формирования горного массива в условиях Донбасса. Проведен анализ концепции разрушения горного массива при разгрузке. Выявлена связь деформаций генетического возврата с процессом разрушения краевой части угольного массива.

Основными источниками энергии на сегодня являются геологические топливно-энергетические ресурсы: нефть, уголь, газ, горючие сланцы, торф, уран и т.д. На их долю приходится до 93% производимой в мире энергии. Оставшиеся 7% возмещаются использованием возобновляемых источников энергии, т.е. воды, солнца, ветра, биомассы и другой геотермики. Очевидно, что в этих условиях развитие современного общества в значительной мере зависит от степени освоения человечеством геологических топливно-энергетических ресурсов.

На сегодняшний день в мире существует резкая диспропорция между объемом различных видов топлива в разведанных запасах и их долей в производстве энергии. В частности, нефть и газ обеспечивают 61% мирового энергопроизводства, хотя на них приходится только 26% разведанных запасов, а уголь, при наилучшей обеспеченности доказанными запасами (63,3%), вырабатывает лишь 26% энергии. Данное обстоятельство становится еще более актуальным в связи с ограниченностью и невозможностью энергоресурсов по нефти и газу. По оценкам Международного энергетического агентства по состоянию на 2003-й г., при существующих темпах потребления разведанные запасы по нефти будут исчерпаны уже через 30 лет, а газа - в ближайшие 50, в то время как запасов угля при самом интенсивном использовании хватит на 200 лет.

В связи с отмеченными обстоятельствами можно предположить, что если не будет найдено новых месторождений нефти или других альтернативных видов топлива, то уже к 2030-му году уголь может стать основным источником топливной энергии, т.к. имеет огромные запасы по сравнению с нефтью и газом.

Высокие цены на нефть и газ, а также новые технологии использования угля снова делают угольную отрасль экономически привлекательной для Украины. На фоне нарастающего глобального нефтегазового дефицита Украине не остается другого выбора, как строить энергетическую независимость на отечественном сырье. К тому же уголь — единственный энергоноситель, которого в Украине достаточно для полного обеспечения потребностей национальной экономики. В структуре запасов органического топлива доля угля занимает 95%, а нефти и газа — лишь 5%.

В настоящий момент в Украине действует 138 шахт, еще приблизительно 100 шахт закрыты или находятся в режиме откачки воды. С прибылью работают лишь полтора десятка угольных предприятий, остальные официально убыточные и существуют за счет государственных дотаций.

Однако, как уже отмечалось ранее, Украина как самостоятельное государство не сможет выжить в сложившихся геополитических и экономических условиях без эффективной концепции энергетической безопасности, а следовательно, без реанимации и дальнейшего развития угольной отрасли.

Строительство новых шахт предусматривает огромные суммы капитальных вложений, которые на сегодняшний день ни может себе позволить ни государство, ни частный инвестор.

В ближайшей перспективе объективная реальность в Украине такова, что увеличение добычи возможно лишь на уже имеющихся шахтах, в том числе и за счет перехода горных работ на более глубокие горизонты.

Известное мнение уважаемых корифеев горной науки о том, что при увеличении глубины разработки будут ухудшаться условия отработки угольных пластов, вследствие активизации газодинамических явлений (ГДЯ) и запредельных значений напряжений горного массива, не всегда соответствует действительности. Это подтверждается достаточно длительным опытом работы целого ряда шахт Донбасса на глубинах более 1000 метров.

Относительно проблемы об активизации ГДЯ вследствие увеличения глубины разработки, то в начале семидесятых годов прошлого века была высказана идея уменьшения силы и частоты внезапных выбросов угля и газа на больших глубинах [1, 2], правильность которой доказывалась данными опыта разработки выбросоопасных шахтопластов Центрального района Донбасса. Спустя десятилетие анализ опыта ведения горных работ в Донбассе [3, 4] позволил сделать вывод, что несмотря на непрерывный рост количества разрабатываемых выбросоопасных шахтопластов, общее число внезапных выбросов угля и газа – уменьшается.

В связи с увеличением глубины разработки традиционные знания, теории и гипотезы о состоянии горного массива и его разрушении не всегда подтверждаются натурными наблюдениями и экспериментами.

В традиционных подходах длительное время предметом изучения были напряженное состояние породных и угольных массивов и процессы перераспределения напряжений при развитии горных работ. Целью такого подхода является оценка прочности углепородного массива. Эта задача решается с помощью традиционных методов сопротивления материалов. Даже в соответствующих, регламентирующих горные работы документах она является определяющей.

Вывод о прочности массива формируется в результате сопоставления максимальных действующих напряжений и прочностью горных пород. Этот подход был перенесен в механику горных пород из расчета строительных и машиностроительных конструкций совместно с методами анализа напряженного состояния [5].

Однако, многочисленные инструментальные исследования показывают, что разрушение породных массивов в некоторых локальных областях, где уровень напряженного состояния превышает прочность горных пород, не приводит к процессу разрушения [6].

С целью более точного и научно обоснованного объяснения и прогноза поведения горных пород в различных условиях широко используется теория допредельного деформирования породных массивов (методы линейной и нелинейной теории упругости и теории ползучести) и теория запредельного деформирования и разрушения (методы теории трещинообразования, предельного равновесия, запредельного деформирования, методы кинетической теории прочности) [2].

Как бы ни хороша была сегодняшняя теория, она не всегда сможет объяснить целый ряд фактов, имеющих место при отработки угольных пластов на больших глубинах.

К таким фактам можно отнести: наличие запредельно большого количества метана при выбросе угля и газа; отсутствие фильтрационных свойств угольного массива; изменение представления об угле как о трещиноватопористом коллекторе; саморазру-

шение краевой части угольного пласта после его обнажения; снижение, а в большинстве случаев и полное прекращение ГДЯ и т.д.

Все это обуславливает возникновение новых взглядов и разработку новых методических подходов к описанию процесса разрушения угольных пластов в глубоких шахтах.

На наш взгляд первым этапом изучения особенностей разрушения угольных пластов на больших глубинах должен быть анализ особенностей формирования горного (осадочного) массива.

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

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

В различных районах Донбасса разрабатываются угли разной степени метаморфизма, представленные марками углей от длиннопламенных (Д) до антрацитов (А). По мнению многих специалистов столь различную степень преобразования органической массы определила глубина ее погружения. Увеличение степени метаморфизма каменных углей характеризовалось уменьшением выхода летучих веществ (v^{daf} от 39,5 до 9,2%) и логарифма удельного электросопротивления антрацитов ($lg\rho$ от 7,59 до 0,4). Оно сопровождалось увеличением плотности органической массы от 1,25 до 1,75 т/м³, т.е. в 1,4 раза. Совершенно очевидно, что гравитационные напряжения значительно превосходили предел упругости. Имело место пластическое деформирование [7].

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

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

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

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

Вторая особенность формирования горного массива состоит в том, что глубина погружения в сочетании с довольно высокой для осадочных пород температурой (для антрацитов соответственно 9000 м и примерно 300°С) определили не только уплотнение горного массива, но и физико-химические превращения. Для органических материалов это выразилось в росте содержания углерода с 84,0 в газовых углях до 97,5% в антрацитах и изменении других показателей органического материала [7].

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

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

Научное осмысление отмеченных особенностей формирования осадочных массивов и многолетние лабораторные и натурные эксперименты [8, 9, 10, 11, 12, 13, открытие А-297 и др.] нашли свое отражение в ранее не рассматриваемом направлении исследований – уточнении природы разрушения осадочных массивов, вмещающих горные выработки. В основе новых представлений лежит утверждение того, что причиной разрушения является не современная напряженность или какой-то ее рост, концентрация напряжений на контуре, впереди выработок, а разгрузка напряженных пород (угля) в окрестности искусственно образованной полости (выемки, выработки), приводящая к возникновению и развитию деформаций генетического возврата (ДГВ) в направлении полости – выработки [14]. Отмеченные деформации характеризуются большим запасом потенциальной энергии, которая позволяет протекать им достаточно продолжительный период времени.

Выявленные особенности формирования осадочных массивов и новые представления о развитии деформаций генетического возврата позволяют сформулировать два положения. Положение первое – величина деформаций обратной ползучести является функцией прочностных и деформационных характеристик породы, напряженного состояния, обусловившего пластическое деформирование, времени деформирования, влажности породы, а также времени, прошедшего от момента разгрузки. Но для исследования процесса инверсии необходимо учитывать еще один важный фактор – современную глубину залегания. Это необходимо потому, что современная глубина залегания, оказавшаяся значительно меньшей чем глубина погружения, обусловила пластическое деформирование обратного знака (ДГВ) задолго до начала ведения горных работ. В частности, породы залегающие на небольшой глубине (до 100 м), вполне могут быть отнесены к породам, при разгрузке которых деформаций обратной ползучести в настоящее время практически не будет. Обусловлено это тем, что современные гравитационные напряжения по сравнению с действовавшими до инверсии незначительны, и ими можно пренебречь. Следовательно, породы залегающие в настоящее время на небольших глубинах (порядка 100 – 200 м), можно рассматривать как практически исчерпавшие деформации обратной ползучести в результате инверсии. Это положение не может распространяться на глубины 400 – 500 м и особенно 1000 м и более.

Второе положение – формирование зоны разгрузки вследствие ДГВ обуславливает образование так называемой скрытой нарушенности. Она характеризуется тем, что даже визуально совершенно монолитный породный массив содержит микротрещины различной направленности и длины. Данный факт установлен многими исследователями и подтвержден, в частности, соответствующим экспериментом выполненным на шахте им. А.А.Скочинского [7].

Все изложенное выше подчеркивает принципиальную важность влияния условий формирования осадочного массива на его свойства.

Факт разрушения горных пород в момент разгрузки, а не при увеличении напряжений, в начале 1940-х гг. был впервые случайно обнаружен П.В.Бриджменом [15]. Им испытывались образцы цилиндрической формы в установках, позволяющих создавать трехосное напряженное состояние. Соотношение напряжений было следующим

$$\sigma_Z \neq \sigma_X = \sigma_Y \quad (1)$$

где σ_Z - вертикальные напряжения; σ_X, σ_Y - горизонтальные.

Основной смысл экспериментов заключался в исследовании деформационных возможностей различных материалов. После записей деформаций в течение определенного периода времени испытания завершались разрушением породы. Неожиданно при извлечении очередного образца было обнаружено что стекло распалось на несколько дисков. При обсуждении результатов экспериментов П.В.Бриджмен подчеркнул, что «разрыв при снятии, а не при приложении напряжений представляет собой парадоксальное явление» [11].

Более чем через 20 лет эксперименты на установках для трехосного сжатия с целью определения зависимости размеров пластических деформаций от напряженности выполняли Г.Д.Бужер, К.Х.Хиллер, С.Серденгекти [16]. Испытывались образцы нефтеносных известняков Индианы. Соотношение компонентов напряжений не соответствовало (1) и было наиболее близким подавляющему большинству ситуаций, соответствующих реальному соотношению напряжений в горных массивах

$$\sigma_Z > \sigma_X = \sigma_Y \quad (2)$$

Запись пластических деформаций (в том числе деформаций ползучести) позволяла не только измерять их величину, но и контролировать разрушение. В очередной серии экспериментов было обнаружено разрушение цилиндров при разгрузке на вафлеобразные пластины, плоскости которых были перпендикулярны к оси максимальных сжимающих напряжений.

В зависимости от величины горизонтальных напряжений, насыщенные водой, образцы при трехосном сжатии разрушались по разному: хрупкое разрушение, пластичный тип разрушения, деформации без потери сцепления. Некоторые образцы расслоились после разгрузки на тонкие диски, перпендикулярные к оси максимальных сжимающих напряжений. Со ссылкой на П.В.Бриджмена экспериментаторы констатировали, что разрушение этого типа возникают в процессе снятия напряжений.

Проанализировав результаты экспериментов, необходимо акцентировать внимание на следующих фактах. Во – первых, разрушение при разгрузке имело место после трехосного сжатия, сопровождавшегося пластическим деформированием определенной величины. Во – вторых, давление жидкости внутри трещин исследуемого материала способствовало разрушению образцов при разгрузке.

Реальность процесса разрушения образцов песчаника и угля, находившихся в состоянии трехосного сжатия, была подтверждена специальными экспериментами при изучении способности горных пород к разрушению при разгрузке [17, 18, 19, 20, 21, 22].

Проведя анализ результатов экспериментов можно выделить следующие факты:
не сопровождается разрушением снятие напряжений, если при объемном сжатии $\sigma_Z = \sigma_X = \sigma_Y$ процесс нагружения – разгрузки протекает практически мгновенно и перед разгрузкой не происходит пластического деформирования;
процесс разгрузки не мгновенен;
наличие в порах песчаника (угля) метана увеличивает их склонность к хрупкому разрушению при разгрузке.

Эти факты подтверждаются многочисленными шахтными наблюдениями, и в частности при образовании разгрузочных пазов на шахте «Комсомолец» ПО Артемуголь, на шахте им.А.А.Скочинского (западная и восточная панели) [7].

Весьма своеобразным является разрушение горных пород при бурении керновых скважин на диски. В течение многих лет керновое бурение было общепризнанным и общепринятым способом ведения геологоразведочных работ.

Примерно в конце 1950-х – начале 1960-х гг. независимо друг от друга специалисты ЮАР, ФРГ и СССР обнаружили деление на диски кварцитов, солей и песчаников. В ФРГ для оценки выбросоопасности солей был создан Фрайбергский метод прогноза по керну, а в СССР – способ прогноза степени выбросоопасности песчаников при проведении выработок, ставший нормативным.

Позже признак деления кернов на диски был использован для разработки способа прогноза удароопасности, который в настоящее время тоже является нормативным для рудников, разрабатывающих удароопасные месторождения. Деление кернов на тонкие диски как комплексный показатель применялось также при создании метода прогноза выбросоопасности песчаников по данным разведочного бурения.

Многokrратно решалась задача и о аналитическом описании процесса деления керна на диски.

Методами теории упругости решалась плоская задача о распределении напряжений в цилиндре, равномерно нагруженном по длине до границы раздела керна – породный массив [19]. В связи с тем, что отрыв керна от массива происходит во время бурения скважины в области перехода от уже выбуренного (разгруженного) породного цилиндра к напряженному горному массиву, постановка и решение плоской задачи [19] не может быть признана правильной, так как она не соответствует имеющему место в действительности состоянию трехосного сжатия.

Попытка аналитически оценить напряженное состояние керна, получаемого при бурении глубоких (до 10000 м) скважин, приведена в работе [23]. В начале статьи справедливо отмечается, что метод разгрузки – наиболее надежный способ измерения напряженности массива, при котором тензодатчик обуривается кольцевым пазом, т.е. выбуривается керна. Констатируется, что если деформации упругого восстановления значительны, то керна может отделиться от массива. После этого ставится и решается задача о распределении напряжений в керне – цилиндре длиной 10 см и горном массиве, примыкающем к керну. В массиве образован кольцевой паз. Задача – плоская, решается в рамках теории упругости. Из решения следует, что диски могут образовываться на глубинах порядка 7000 м. По соображениям, изложенным при анализе постановки и решения плоской аналитической задачи в [19], нельзя считать, что был описан процесс, близкий к реальному.

Приоритет экспериментального изучения механизма деления кернов горных пород на диски, имеющий место при бурении скважин, принадлежит Л.Оберту и Д.Е.Стефенсону. Принципиально важно то, что в лабораторных условиях была доказана реальность разрушения кернов на диски при бурении скважин в различных породах (пяти разновидностей) только при достижении определенного уровня напряженности. Исследовав поверхности разрушения, они пришли к выводу, что при делении кернов на диски происходит отрыв. Однако при окончательной оценке характера разрушения Л.Оберт и Д.Е.Стефенсон отдали предпочтение формальному (традиционному) подходу и посчитали, что имеет место разрушение от среза. Для всех пород до выбуривания кернов были определены временные сопротивления сжатию, растяжению, срезу и изгибу. Интересные результаты были получены при исследовании мела. По временному сопротивлению мел примерно в пять – шесть раз менее прочен, чем гранит или мрамор. Напряженное состояние его при бурении керновых скважин было таким же, как гранита или мрамора, но деление кернов мела на диски (которое обязано было произойти, если разрушение определяется напряжением среза) не произошло.

На основании результатов экспериментов Л.Оберт и Д.Е.Стефенсон пришли к выводу, что разделение кернов на диски происходит лишь в том случае, если величина компоненты поля напряжений в направлении бурения значительно меньше величины компонент в двух других направлениях. На этом основании утверждается, что образование дисков при бурении вертикальных скважин доказывает наличие значительных по величине тектонических напряжений. Но ни вывод, ни следствие из него не подтверждают результаты, полученные в лабораторных условиях [24] и при бурении многочисленных керновых скважин в шахтных условиях Донбасса [7].

Различные эксперименты по изучению поведения различных горных пород в условиях трехосного сжатия и исследование процесса разделения кернов на пластины хорошо коррелируются со столь известным в горной практике явлением как отжим угольного пласта.

Это явление проявляется с различной интенсивностью, и различным характером в большинстве очистных забоях. Проявление отжима краевой части угольного пласта после обнажения имеют также широкий диапазон: от «выстреливания» мелких фракций и послойного плавного сползания по груди забоя, до не обрушающегося, но полностью разрушенного состояния.

На процесс отжима влияют множество факторов, основными из которых являются: свойства пласта угля – сложение пласта и его прочностные характеристики; кливаж угля; мощность и угол падения пласта; боковые породы – непосредственная и основная кровля, почва пласта; спаянность пласта угля с боковыми породами; трещиноватость пород кровли; условия и глубина залегания пласта; сближенные пласты; водоненосность вмещающих пород; площадь обнажения; взаимное расположение очистных забоев; способ управления кровлей; ширина рабочего пространства лавы и др. [25].

Концепцию разрушения части горного массива при разгрузке подтверждает и ряд экспериментов по установлению влияния геологических факторов на разделение кернов на диски [24], где в числе прочих факторов изучалось время, необходимое для достижения определенного объема пластического деформирования.

Факт разрушения пород при разгрузке, конечно, интересен с позиции науки, но особый интерес вызывает не только характеристика разрушения, которая в естественных условиях отражает своеобразие формирования горного массива, сколько стремление позитивно использовать это явление в процессе отработки угольных пластов на больших глубинах.

Выявленные особенности разрушения угольных пластов ниже зоны газового выветривания должны послужить основой для разработки принципиально новых подходов к решению проблем безопасной отработки угольных месторождений, и в первую очередь таких как:

научное обоснование изменения выбросоопасности призабойной части пластов на больших глубинах в очистных и подготовительных забоях;

разработка новых технологий проведения и поддержания горных выработок, обеспечивающих их устойчивость за счет деформаций генетического возврата;

выявление, оценка и целенаправленное использование потенциальной энергии деформаций генетического возврата.

Библиографический список

1. Степанович Г.Я., Николин В.И., Недосекин Б.Н. К вопросу о выбросоопасности угольных пластов на больших глубинах. // Безопасность труда в промышленности. – 1970. - №6. – С. 27 – 28.
2. Степанович Г.Я., Николин В.И., Лысиков Б.А. Газодинамические явления при подготовке глубоких горизонтов. – Донецк: Донбасс, 1970. – 112 с.
3. Карагодин Л.Н., Николин В.И. Безопасная и производительная разработка выбросоопасных пластов // Уголь. – 1985. - №3. – С. 29 – 30.

4. **Николин В.В.** Закономерности изменения выбросоопасности призабойной части пласта при увеличении глубины разработки (в условиях Донбасса) // Автореф. дисс. на соиск. уч. ст. канд.техн.наук. – 1986. – 16 с.
5. **Дашко Р.Э.** Механика горных пород. – М.: Недра, 1978. – 264 с.
6. **Баклашов И.В.** Деформирование и разрушение породных массивов. – М.: Недра, 1988. – 271 с.
7. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность / **Забигайло В.Е., Николин В.И.**; Отв. ред. Широков А.З.; АН УССР. Ин-т геологии и геохимии горючих ископаемых. – Киев: Наук. думка, 1990. – 168 с.
8. **Николин В.И., Подкопаев С.В., Савченко П.И.** Экспериментальное изучение зависимости деформаций генетического возврата от сохранения влажности образцов // Проблемы экологии. – 2002. – №1. – С. 80 – 85.
9. Водонепроницаемость углепородных массивов, склонных к деформациям генетического возврата / **Николин В.И., Подкопаев С.В., Носач А.К.** и др. // Изв. Донецкого горного института. – 2002. - №3. – С.30 – 36.
10. **Николин В.И., Подкопаев С.В., Колесников В.Г.** О новой теории горного давления // Безопасность труда в промышленности. – 2002. - №11. – С.36 – 38.
11. Закономерности развития деформаций генетического возврата – научная основа снижения травматизма / Под общ. ред. Николина В.И. – Донецк, - РИА ДонГТУ, - 2001. – 318 с.
12. **Николин В.И., Подкопаев С.В., Кондаков О.В., Мордасов В.И.** Практическое значение экспериментального изучения обратной ползучести горных пород // Уголь Украины. – 2000. - №5. – С.17 – 19.
13. Ползучесть осадочных горных пород / **Ж.С.Ержанов, А.С.Сажнов, Г.Н. Гуменюк и др.** – Алма – Ата: Наука, 1970. – 208 с.
14. **Николин В.И., Подкопаев С.В., Агафонов А.В., Малеев Н.В.** Снижение травматизма от проявлений горного давления. – Донецк: Норд – Пресс. – 2005. – 331 с.
15. **Бриджмен П.В.** Исследования больших пластических деформаций и разрыва. – М.: Изд-во иностр. лит. 1955. – 440 с.
16. **Бузер Г.Д., Хиллер К.Х., Серденгекти С.** Влияние поровой жидкости на деформационное поведение горных пород при трехосном сжатии // Механика горных пород. – М., 1996. – С. 372 – 406.
17. **Забигайло В.Е., Белый И.С.** Геологические факторы разрушения керна при бурении напряженных горных пород Донбасса. – Киев: Наук. думка, 1981. – 179 с.
18. **Зорин А.Н., Забигайло В.Е., Моссур Е.А.** Прогноз выбросоопасности песчаников по делению кернов на диски // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело. – 1971. - №7(49). – С. 17 – 18.
19. **Кусов Н.Ф., Кудряшов В.А.** Исследование разделения кернов на диски по действием горного давления в выбросоопасных породах // Проблемы горного дела. – М., 1974. – С. 78 – 82.
20. **Николин В.И.** Разработка выбросоопасных пластов на больших глубинах. – Донецк: Донбасс, 1976. – 183 с.
21. **Николин В.И., Балинченко И.И., Симонов А.А.** Борьба с выбросами угля и газа в шахтах. – М.: Недра, 1981. – 300 с.
22. **Степанович Г.Я., Николин В.И., Лысиков Б.А.** Газодинамические явления при подготовке глубоких горизонтов. – Донецк: Донбасс, 1970. – 110 с.
23. **Гробчак Л.Г., Марков А.Е.** О напряженном состоянии керна глубоких скважин // Изв. вузов. Сер. Геология и разведка. – 1978. - №4. – С.125 – 129.
24. **Забигайло В.Е., Белый И.С.** Геомеханические факторы разрушения керна при бурении напряженных горных пород Донбасса. – Киев: Наук. думка, 1981. – 179 с.
25. **Кравченко В.И.** Отжим угля при разработке пологопадающих пластов Донбасса, 1952. – 150 с.

© Николин В.И., Худолей О.Г., Капустин А.А., Чемитов А.В., 2008

УДК 831:622

БОНДАРЕНКО А.Д., РУБИНСКИЙ А.А., ЧЕРНИГОВЦЕВА А.А., ЛЕВЧЕНКО Л.М.
(МакНИИ)

ОДИН ИЗ СПОСОБОВ СНИЖЕНИЯ РИСКА ПРИ РАЗРАБОТКЕ ПЛАСТОВ ОПАСНЫХ ПО ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМ ЯВЛЕНИЯМ

Рассмотрен один из способов снижения риска, основанный на использовании предупредительных признаков внезапных выбросов угля и газа, показаны этапы снижения риска при разработке пластов опасных по газодинамическим явлениям.

Строительство шахт, подземных сооружений, добыча угля и других полезных ископаемых подземным способом связаны с возникновением опасных разрушений выработок под действием горного давления, сил и напряжений, возникающих в горных породах вокруг горной выработки. К ним относятся: обрушения, выдавливания, прорывы вод, пльвунов, газированной жидкости, газов, внезапные выбросы угля и газа, внезапные выбросы песчаника и газа, горные удары, внезапные выбросы солей и газов, внезапные выбросы порфиритов и газа, кварцсодержащих пород [1, 2, 3, 4, 5, 6, 7, 8]. В газоносных зонах углей, солей, пород происходят так называемые газодинамические явления: обрушения с повышенным выделением газа, выдавливания с повышенным выделением газов, прорывы газа из почвы или геологических нарушений, внезапные выбросы углей (пород) и газов (далее ГДЯ) [4,8]. Опасность ГДЯ заключается в том, что они обладают поражающими факторами: механическими ударами летящей твердой массой, ударной волной, загазированием выработок. Как в процессе ГДЯ, так и при ликвидации их последствий, возможны воспламенения газов, взрывы газов, взрывы смеси газов и пыли.

Основное количество газодинамических явлений на Украине происходит на угольных предприятиях при ведении горных работ. К настоящему времени оно составляет более 11800 ГДЯ на более, чем 30% шахт Донбасса.

Поэтому степень риска разработки угольных пластов, опасных по ГДЯ, намного выше чем неопасных. Под степенью риска понимаем количество, интенсивность газодинамических явлений, происшедших при разработке пласта, затраты (времени и стоимостные) на ликвидацию последствий ГДЯ, наличие разрушений оборудования, механизмов, выработки, травмирования людей.

В данной статье рассматривается один из показателей риска: количество газодинамических явлений, в частности, внезапных выбросов угля и газа, сопровождавшихся травматизмом, на 1 млн. т добычи угля с выбросоопасных пластов. Проанализирована динамика риска за послевоенный период разработки пластов, опасных по газодинамическим явлениям в Донбассе.

Только в послевоенный период удалось свести риск разработки выбросоопасных пластов к минимальным значениям, т.е. уменьшить вероятность возникновения ГДЯ с тяжелыми последствиями вплоть до полного устранения возможности их возникновения в отдельных процессах на пластах, опасных по внезапным выбросам, что входит составной частью в понятие повышение безопасности горных работ [9,10,11,12, 13,14,15]. Однако полностью исключить указанный риск, а также снизить другие риски (разрушения оборудования, выработок и др.), уменьшить интенсивность и затраты на ликвидацию последствий ГДЯ пока не удается. Поэтому повышение безопасности работ, т.е. снижение риска, остается основной проблемой горных работ.

Целью работы является установление закономерностей в снижении *степени риска* внезапных выбросов, ее связи с уровнем познания природы выбросоопасности и механизма выбросов, развитие понятия практической *оценки риска*, связанного с ведением горных работ на пластах *опасных* по газодинамическим явлениям и поиск путей решения проблемы.

Состояние и этапы изменения опасности (частоты ГДЯ) характеризуется следующим.

Истоки проблемы газодинамических явлений (ГДЯ) в шахтах относятся к 30-м годам XIX столетия, когда впервые в мировой практике подземной добычи угля на одной из шахт Франции произошел внезапный выброс угля и газа. В дальнейшем выбросы происходили на шахтах Бельгии, Германии, Англии. В Донбассе первый внезапный выброс произошел на шахте "Новая Смолянка" в сентябре 1906 г. [10].

Первые представления о том, что причиной внезапных выбросов являются "очаги" скопления газа в угольных пластах, под давлением которого происходит разрушение, измельчение и вынос угля в выработку, явились по сути первой, так называемой "газовой гипотезой" о природе выбросоопасности угольных пластов. Поэтому первоначально эти явления назывались внезапными выбросами газа и угольной мелочи [10].

Развитие представлений о причинах (природе) газодинамических явлений достаточно полно рассмотрено многими исследователями в различные периоды решения проблемы [1,2,3]. К первому этапу следует отнести период с 1906 г. по 1961 г., на котором осуществлялось опробывание существовавших зарубежных способов безопасного ведения горных работ (прогноза и предотвращения ГДЯ), поиск новых эффективных и безопасных способов прогноза газодинамической опасности и борьбы с ней, выделены основные направления исследований.

В послевоенные годы (1946-1960 г.г.) *опасность* разработки угольных пластов в Донбассе была особенно велика (рис. 1). Частота возникновения ГДЯ с травмированием работников шахт (ГДЯ на 1 млн. т добытого угля) в эти годы составила: 54,2 (1947 г.), 53,7 (1948 г.), 56,0 (1950 г.), 11,6 (1960 г.). В последующие годы благодаря использованию выявленных и изученных свойств и особенностей проявления газодинамической опасности, разработанной концепции и механизма выбросов, удалось снизить последствия (*опасность*) до минимальных значений.

Основные результаты использования способов снижения риска. Именно такой подход, применение надежных способов прогноза выбросоопасности, применение новых способов снижения силы и частоты выбросов (систем разработки, технологических параметров выемки угля, и т.д.), авторское участие при внедрении способов борьбы с ГДЯ, разработанных в основном сотрудниками МакНИИ, позволили резко снизить число внезапных выбросов угля и газа и выделить этапы с 1974 г. по 1984 г. с 1985 г. по 1988 г. и последующий, начиная с 1989 по настоящее время.

В результате исследований, выполненных МакНИИ, ДонГТУ и многими другими институтами, в том числе академическими, подключившимися к решению проблемы борьбы с внезапными выбросами, с 50-х годов XX столетия превалирующей стала энергетическая концепция, согласно которой внезапные выбросы происходят под действием сил горного давления, содержащегося газа в угольных пластах и их физико-механических свойств. При этом основными парадигмами ГДЯ стали тектонофизическая (Печук И.М.) и энергетическая (ИГД им. А.А.Скочинского, Ходот В.В.). Одновременно МакНИИ создавались специальные меры "предосторожности", названные мероприятием по предотвращению (борьбе) с ГДЯ [1,2,3], стали использовать предупредительные предвестники выбросов.

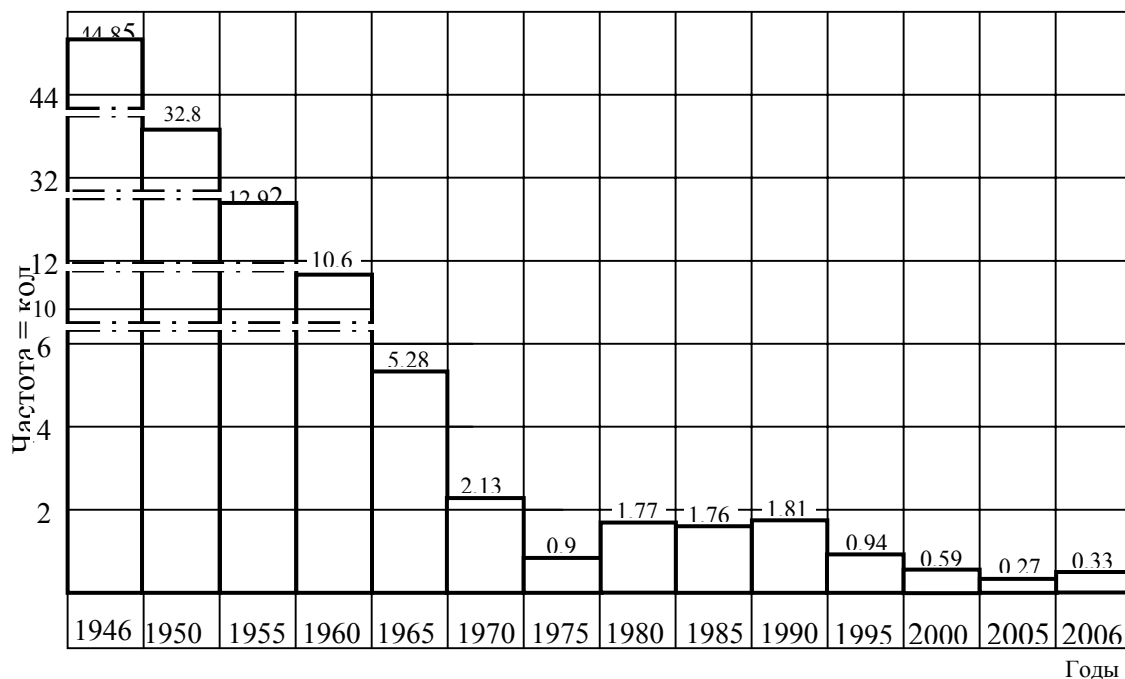


Рис. 1. Динамика частоты внезапных выбросов, сопровождавшиеся травмированием работников шахт, за период 1946-2006 г.г.

Эти меры вошли в 1956 г. в первое издание нормативного документа "Временная инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля и газа". Данные практики показывают, что сила и частота внезапных выбросов оставались значительными.

Второй этап с 1961 г. по 1979 г. завершился формированием основ теории внезапных выбросов угля и газа. Развитие исследований этого периода в МакНИИ и, в целом в СССР, базировалось на сформулированном академиком А.А.Скочинским высказывании, которое заключалась в том, что природа выбросов угля и газа определяются тремя факторами в совокупности: горным давлением, газом и физико-механическими свойствами угля. Одновременно с исследованием всех указанных факторов разрабатывались новые способы борьбы с внезапными выбросами, обрушениями угля с повышенным газовыделением, которые после опытно-конструкторских проработок внедрялись в производство [4,14,15,16].

К началу семидесятых годов были известны выбросы угля и газа, лигнита и газа, соли и газа, углисто-медистых сланцев и газа, песчаников и газа, нефтьсодержащих песчаников и газа. Причем выбросы горных пород (включая соли, угли) происходили во многих странах: Франции, Бельгии, Великобритании, Канаде, ФРГ, Японии, ПНР, СФРЮ, ЧССР, ГДР, СССР. Проблема стала носить международный характер [16]. Мировой опыт разработки угольных месторождений показал, что выбросы угля и метана, угля и оксида углерода, угля и смеси оксида углерода и метана протекали аналогично. Разнообразие условий проявления выбросов угля и газа не свидетельствовало о различной природе этого явления. Было замечено лишь, что сила выбросов угля, когда он содержит оксиды углерода, выше, чем при его метаноносности. Позднее в МакНИИ объ-

яснили эту особенность тем, что при насыщении угля оксидом углерода, способность его к "набуханию" (т.е. увеличению объема) больше, чем при метанонасыщении.

Выполненные в МакНИИ многочисленные исследования выбросов угля и газа, песчаников и газа, привели к разработке основ природы выбросоопасности и к выводу о единстве природы выбросов угля и газа, песчаников и газа. На этой основе обоснованы, разработаны, испытаны и внедрены наиболее эффективные способы прогноза и борьбы с выбросами песчаников и угля, ставшие для шахт Донбасса нормативными [4,11,12].

Под напряженностью понимались давление вышележащих пород и внутренние напряжения, в угле или выбросоопасной зоне пород, возникающие вследствие "набухания" в стесненных условиях газонасыщенного угля (породы), с изменившимися под действием газа, физико-механическими свойствами угля (пород), а также давления газа. При этом действие современных тектонических сил не исключалось, а отрицались остаточные. Разработаны представления о разрушении углей и пород при разгрузке газонасыщенных (выбросоопасных) зон.

Разработанные, на гипотезе о природе выбросоопасности, способы ее прогноза и борьбы с выбросами углей и песчаника вошли в "Инструкцию..." [4,11].

Применение на практике результатов научно-исследовательских работ МакНИИ и других институтов [4] благодаря организационным мерам по оказанию научно-методической помощи шахтам заметно повлияли на снижение частоты внезапных выбросов (рис. 1). Для эффективной и безопасной разработки выбросоопасных угольных пластов стало обязательным применение комплекса мер по борьбе с внезапными выбросами угля и газа [4, 11]. Широко использовались предупредительные признаки и предвестники внезапных выбросов угля и газа, дистанционное управление машинами и механизмами, а также противовыбросным оборудованием.

Обобщение опыта разработки выбросоопасных угольных пластов Донбасса на всех этапах позволяет сделать следующие выводы:

- наличие резкого снижения числа внезапных выбросов на 1 млн. т. угля в год в период с 1974 г. по 1984 г. по сравнению с аналогичными периодами до 1974 г.;
- стабилизация числа внезапных выбросов в последние годы, начиная с 1989 г. по сравнению с уровнем 1985-1989 г.г.

Следовательно, использование концептуального подхода к решению проблемы внезапных выбросов угля и газа эффективно, что позволяет создавать безопасные условия труда путем разработки более совершенных мероприятий.

Анализ причин (признаков) первого выброса порфирита и диоксида углерода, позволил МакНИИ, а затем и ДонНТУ высказать предположение о единстве природы выбросов порфиритов и песчаников, то есть пород осадочного и вулканического происхождения [17]. Данная идея послужила основой для создания методов прогноза выбросоопасности и борьбы с выбросами пород при проведении выработок в породах магматогенного генезиса, горноскладчатых областях. Усовершенствованы способы борьбы с выбросами породы и газа, основанные на проведении передовых выработок уменьшенного сечения [5,6,7,9]. Доказанное [5,6,7] единство природы выбросоопасности порфиритов и песчаников позволяет использовать, разработанные и испытанные при строительстве тоннелей способы борьбы с выбросами на угольных шахтах Донбасса [9]. В последние два десятилетия институтами ФГП НАН Украины, ДонНТУ, ИГД им. А.А.Скочинского сделаны новые открытия о связи метана с углем и о наличии деформаций генетического возврата [18].

МакНИИ, УкрНИМИ, ИГТМ АН УССР и другими научными организациями выполнен ряд новых исследований и опытно-конструкторских работ по усовершенствованию способов безопасного ведения горных работ.

С учетом указанных научно-технических решений разработан и утвержден отраслевой стандарт СОУ 10.1.00174088.011-2005 [8]. В нем значительное место отводится автоматизированным способам контроля состояния призабойной зоны пластов.

Автоматизированные системы, основанные на регистрации только акустических характеристик оценки газодинамической опасности, дают положительный результат оценки выбросоопасности, но они не дают возможность установить время и место ГДЯ.

Напомним, что способ текущего прогноза выбросоопасности, использующий акустические характеристики пласта, и идея его разработки основаны на тресках и ударах в массиве – одном из предупредительных признаков выбросов угля и газа и предполагалось, что они идентичны импульсам (шумам), которые в 70% случаев дадут прогноз возможного выброса угля и газа [10].

Однако уже в 1954 году было установлено, что микросейсмическая активность (пассивная акустика), а в настоящее время можно полагать, что и амплитудно-частотные характеристики пласта (активная акустика) находятся в прямой зависимости от изменения напряженного состояния массива и как следствие его деформации (расслоения), природа возникновения которых до сих пор никем достоверно не установлена, и не исследована. Игнорирование наблюдений за незвуковыми предупредительными признаками приведет к тому, что отдельные случаи выбросов угля и другие ГДЯ окажутся "незамеченными" такими методами (ГДЯ на шахтах "Красноармейская-Западная № 1", "Краснолиманская").

При современном состоянии техники имеется возможность создать аппаратуру для улавливания других предупредительных признаков (например, усиление газовыделения, уменьшение или изменение прочности или температуры пласта и др.).

Практика разработки пластов опасных по газодинамическим явлениям показывает, что нельзя полагаться только на постоянно совершенствующиеся технологии в плане улучшения техники безопасности.

Анализ несчастных случаев и аварий, связанных с ГДЯ, произошедших в угольной промышленности Украины за последние 20 лет показывает, что поведение работников предприятий является решающим фактором возникновения большинства аварий [20].

Поэтому информированность работников предприятий о состоянии призабойной части пластов в плане газодинамической опасности, особенно наличие предупредительных признаков, остается одним из факторов снижения риска при ведении горных работ.

Методика использования некоторых из них для прогноза выбросоопасности уже имеется [9]. Сущность методики следующая (пока она разработана для буровзрывного способа (БВР) проведения выработок по скальным породам).

В специальном журнале, ежемесячно горные мастера по установленной форме должны:

- отмечать подвигание забоя за одно взрывание и фиксировать коэффициент использования шпуров (киш);
- фиксировать изменение газовой обстановки (изменение содержания метана, углекислого газа и других газов), цвета и крупности пород, потрескивание, удары в массиве впереди забоя.

Необходимо, анализировать результаты наблюдений горных мастеров и вместе с начальником (помощником) участка оценивать возможность приближения к выбросоопасной зоне.

О приближении к этой зоне свидетельствуют: увеличение коэффициента использования шпура до единицы и более (уход или подвигание забоя больше чем длина пробуренных шпуров); увеличение содержания метана, углекислого газа не менее чем на

20%; увеличение содержания в разрушенной взрывом породе фракций, близких к крупнозернистому песку, на 10-15%, особенно, если оно совпадает с фактом посветления пород, наличие тресков и ударов в массиве, появление чешуеобразного характера разрушения пород.

При наличии признаков, указанных выше, главный инженер обязан для дальнейшего прогноза выбросоопасности производить разведочное (керновое) бурение или другой способ, или вводить способы предотвращения внезапных выбросов.

Для угольных пластов известны, по меньшей мере 10-12 официально применяемые признаков предшествующих внезапному выбросу: отжимы и высыпания угля; отскакивания кусочков угля и шелушение забоя; удары и трески в массиве (скрежет и т.д.); уменьшение прочности угля; усиление газовыделения; появление пылевого облака из забоя, которое начинается с появления витающей мелкодисперсной пыли; зажатие бурового инструмента; толчки в углепородном массиве, вынос (вплоть до выброса) угля и газа при бурении шпуров; усиление давления на крепь; изменение цвета и блеска угля, и его структуры, нарушенности; изменение (увеличение и резкое уменьшение) температуры угля [4,8,10,11].

Анализ динамики газодинамических явлений за период с 1977 по 2005 годы (рис. 2) показывает, что основное число выбросов угля и газа происходит при сотрясательном взрывании, как правило, в подготовительных выработках и нишах лав, работающих по сплошной системе разработки лава-штрек. Эта тенденция сохранится и далее. Учитывая, что современное состояние решения проблемы выбросов включает технологические мероприятия, основанные на снижении скорости внедрения в выбросоопасную зону, увеличение добычи угля на шахтах, разрабатывающих выбросоопасные угольные пласты возможно только экстенсивным путем, т.е. увеличением числа лав, что потребует проведения большого количества подготовительных выработок. Поэтому создание безопасных условий труда при выполнении горнопроходческих работ остается актуальным.

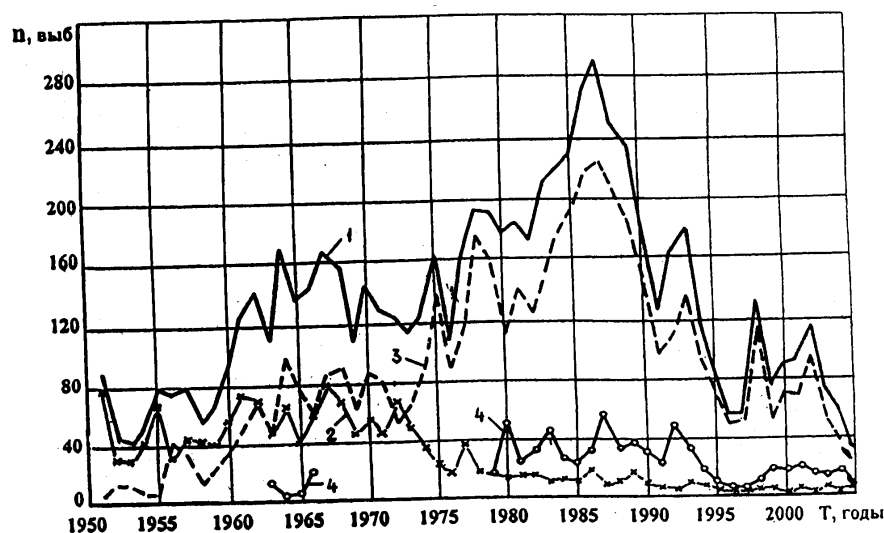


Рис. 2. Динамика изменения количества выбросов угля и газа (n) за период 1951-2005 г.г. 1 – общее количество выбросов; 2 – внезапных; 3 – при сотрясательном взрывании; 4 – при дистанционном управлении машинами и механизмами

Дальнейшее совершенствование способов безопасного проведения выработок (создание безопасных условий труда) невозможно выполнить без продолжения фундаментальных исследований процессов протекающих при газодинамических явлениях, в частности выбросов угля и газа.

Выброс – быстропротекающее разрушение призабойной части выбросоопасного угольного пласта или породы. Следовательно, необходимо продолжение исследований процессов деформирования (вплоть до разрушения в форме выбросов или других ГДЯ) призабойной части во времени с интервалом в десятые, сотые или тысячные доли секунд, а распространения волны выброса по выработкам в десятки и сотни минут после начала выброса в натуральных условиях и путем моделирования, используя современные компьютерные расчеты параметров загазирования.

Представления о том, что региональные или локальные меры предотвращения в различных горно-геологических условиях полностью исключают возникновение газодинамических явлений не верно отражает реальные результаты их использования. Статистика показывает и доказывает, что и при выполнении мероприятий и после них выбросы происходят. Об этом свидетельствуют внезапные выбросы угля и газа, происшедшие на шахтах ГП "УК "Краснолиманская" и СП "Шахта им. Карла Маркса" ГП "Орджоникидзеуголь" в 2008 году. Следовательно, необходимо и их совершенствование до допустимой степени риска. Применение имеющийся техники и технологии с произвольными нагрузками и скоростями внедрения в массив без знания конкретной степени газодинамической опасности в каждом конкретном случае, на каждом метре проведения выработки не способствует решению проблемы. Можно, в принципе, утверждать, что только оптимальное сочетание методов воздействия на забой, в соответствии со степенью газодинамической опасности исключит внезапные ГДЯ.

Оценка *степени опасности* невозможна без регистрации различных предупредительных признаков газодинамической опасности.

Выводы

1. При обнаружении признаков, предшествующих внезапному выбросу или горному удару, а с вводом СОУ [8] и аналогичных признаков, предшествующему другим ГДЯ все рабочие и руководители в смене должны быть выведены в безопасное место, а электроэнергия отключена. Возобновление работ может быть осуществлено по письменному разрешению главного инженера шахты (ШСУ) [12].

Существующие исследования природы и механизма выбросов угля (породы) и газа, практический опыт ведения горных работ дает возможность оценить степень *риска* при ведении горных работ и возможность возникновения ГДЯ.

2. Нормативными документами [4,9,11,12,13] дается возможность определить опасные участки, оценить степень риска и поручить отделу охраны труда предприятия, включая и руководящий состав предприятия, обеспечить проведение всех операций с учетом правил техники безопасности [12]. Работа отдела охраны труда должна быть нацелена на то, чтобы заставить людей уметь опознавать и понимать надвигающуюся *опасность* возникновения ГДЯ.

3. Принимаемые меры должны свести к минимуму степень *РИСКА*. Основной целью использования предупредительных признаков (признаков, предшествующих внезапному выбросу или другим ГДЯ) является научить людей вовремя остановиться и подумать, распознать *опасность*, а затем принять правильные решения по применению наиболее безопасных приемов, способов дальнейшего ведения работ. Необходимо не только распознать *опасность*, но и оценить степень *риска* и принять правильные решения для минимизации или принятия *риска* на приемлемом уровне. Такой прием, как привлечение рабочих к оценке своего рабочего места (информированность их об этих признаках), на протяжении 1961-1985 г.г. позволил своевременно распознавать возникновение газодинамической опасности. Это позволило своевременно организовывать меры предосторожности для выполнения всех операций наиболее безопасными и применимыми в горном деле методами и снизить степень риска.

4. Все рассмотренные разработки должны быть использованы для совершенствования концепции решения проблемы борьбы с газодинамическими явлениями. Так как только соединение достоверных знаний о природе выбросоопасности, степени выбросоопасности призабойной части газоносных угольных пластов и пород, особенностей возникновения и протекания ГДЯ при всем многообразии горно-геологических условий, с оптимальными решениями по технике и технологии их разработки, позволит совершенствовать правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям.

5. В плане повышения безопасности управления горнопроходческими работами необходимо совершенствование всех видов оценки риска при наличии газодинамической опасности. Учитывая, что разработанные методы прогноза газодинамической опасности развиваются с нарастанием, в ближайшем будущем возможно будут совмещаться и замещаться автоматизированным управлением технологическими процессами. Для осуществления этой работы в ближайшее время (20-30 лет) наряду с развитием теории выбросов угля и газа, породы и газа и других ГДЯ, разработке методов и средств прогноза выбросоопасности, разработки способов предотвращения внезапных выбросов угля (породы) и газа необходимо использовать и их предупредительные признаки.

Библиографический список

1. **Ходот В.В.** Внезапные выбросы угля и газа. – М.: Госгортехиздат. – 1961. – 364 с.
2. **Бобров И.В.** Способы безопасного проведения подготовительных выработок на пластах, опасных по выбросам. – М.: Госгортехиздат. – 1961. – 264 с.
3. **Николин В.И., Васильчук М.П.** Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений. – Липецк: Липецкое издательство Роскомпечати. – 1997. – 496 с.
4. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: Недра. – 1977. – 159 с.
5. **Бондаренко А.Д.** К вопросу о природе выбросоопасности изверженных и осадочных горных пород //Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. трудов МакНИИ. – 1995. - С. 31-35.
6. **Рубинский А.А., Бондаренко А.Д.** Об общности природы и механизма внезапных выбросов угля и пород //Современные проблемы шахтного и подземного строительства. – Донецк, 2005. – Выпуск 6. – С. 194-202.
7. **Бондаренко А.Д.** Усовершенствование способа снижения интенсивности выбросов породы и газа //Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. тр. МакНИИ. – Макеевка-Донбасс. - 2004, – часть 1. – С. 99-105.
8. **СОУ 10.1.00174088.011-2005** "Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям". – Киев. - 2005. - 202 с.
9. **Николин В.И., Александров С.Н., Бондаренко А.Д.** Временная инструкция по борьбе с выбросами породы и газа при проходке тоннелей. – М.: Информэнерго. – 1981. – 13 с.
10. **Бобров И.В., Кричевский Р.М., Михайлов В.И.** Внезапные выбросы угля и газа на шахтах Донбасса. – М.: Углетехиздат. – 1954. – 515 с.
11. **НАОП 1.1.30-6.06-89** Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах,, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: Недра. – 191 с.
12. **ДНАОП 10.0-1.01-05** Правила безопасности в угольных шахтах. – Киев. – 2002. – 195 с.
13. **ОНАОП 1.1.30-1.05-75** Правила технической эксплуатации угольных и сланцевых шахт. – Киев.
14. Основы теории внезапных выбросов угля, породы и газа. – М.: Недра. – 1978. – 164 с.
15. Мероприятия по борьбе с выбросами газа в каменноугольных шахтах. Глюкауф. – 1988. - № 14/05. – 30 с.
16. **Потураев В.Н., Зорин А.Н., Забигайло В.Е., Большинский М.И., Николин В.И., Петухов И.М., Абрамов Ф.А.** Прогноз и предотвращение выбросов пород и газа. – Киев: Наукова думка. – 1986. – 160 с.

17. **Николин В.И., Матлак Е.С.** Степень выбросоопасности пород. //Безопасность труда в промышленности. – 1977, № 12. – С. 54-56.

18. Диплом № А-297 **Николин В.И., Подкопаев С.В., Агафонов А.В., Малеев Н.В., Носач А.К.**/О связи деформаций генетического возврата напряженных горных пород с их влажностью /Сборник научных открытий. Вып. 1. – М. – 2004. – С. 41-43.

19. **Рубинский А.А., Мхатвари Т.Я., Тимофеев Э.И.** Совершенствование нормативной базы безопасности горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям.// Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. трудов МакНИИ. Вып. 19. – 2007. – С. 78-83.

20. **Логвиненко В.И., Брюханов А.М.** Научное обеспечение безопасности горных работ в угольной отрасли.// Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. Сб. научн. трудов МакНИИ. – 2005.

© *Бондаренко А.Д., Рубинский А.А., Черниговцева А.А., Левченко Л.М., 2008*

УДК 622. 831. 322

НИКОЛИН В.И., ПОДКОПАЕВ С.В., БОНДАРЕВА А., НОСИК И. (ДонНТУ)

ВОЗМОЖНОСТИ ПРАКТИЧЕСКОГО «ИСПОЛЬЗОВАНИЯ» ДЕФОРМАЦИЙ ГЕНЕТИЧЕСКОГО ВОЗВРАТА В ГЛУБОКИХ ШАХТАХ

Обосновывается технологичность изменений способа проведения подготовительных выработок, направленных на сохранение их устойчивости – снижение травматизма от обрушений.

Реальность практического “использования” - учета для сохранения устойчивости подготовительных выработок деформаций генетического возврата обосновывалась в публикациях [1-2] до получения группой специалистов Донецкой области Диплома на открытие [3]. Из-за того что Диплом еще не был получен, в названных публикациях деформации назывались как и ранее, без учета их природы, деформациями обратной ползучести.

В течение многих лет традиционно вопросы охраны подготовительных выработок рассматривались с позиции способности пород, вмещающих выработки, сопротивляться напряжениям, возникающим вокруг них. И хотя такой подход полностью соответствовал классическим положениям механики горных пород, природу многих случаев разрушения выработок он не объяснял. В частности, это относилось к изменению устойчивости одиночных выработок до и после перекрепления. По опыту ведения горных работ было известно, что на больших глубинах после проведения одиночных выработок в малопрочных породах уже через 3-4 месяца требовалось их перекрепление. Но после первого перекрепления выработка в удовлетворительном состоянии находилась значительно (чаще всего в 2-3 раза) более продолжительное время. На этом основании ДонНТУ [4] предложил способ охраны выработок, получивший название двойной проходки. С классических позиций механики горных пород такие результаты было трудно объяснить, так как физико-механические свойства пород, форма выработок, определяющая вид и концентрацию напряжений, глубина разработки, формирующая исходную напряженность породного массива, оставались неизменными.

Также было известно, что на шахтах Центрального района Донбасса затраты на поддержание квершлагов значительно меньше, чем на поддержание штреков, пройденных в одних и тех же породах и на одной и той же глубине, хотя временное сопротивление сжатию $\sigma_{сж}$ и модули упругости перпендикулярно наслоению не в такой же степени больше, чем по наслоению.

В целом нельзя было считать, что общепринятый подход к оценке устойчивости выработок может быть отнесен к плодотворным, удовлетворяющим потребности практики. Но уже в монографии [5] доказывается целесообразность не противостоять деформациям пород, обуславливающих нарушения целостности крепи, а применять такие технические решения, которые будут изменять направленность деформаций генетического возврата. Осуществлять такие решения вполне реально за счет проведения специальных выработок, названных компенсационными.

Впервые по предложению ДонНТУ такие промышленные эксперименты были проведены в условиях шахты “Южная” ГП “Дзержинскуголь” при разработке пласта k_3 Мачеха-запад в условиях, когда непосредственно над угольным пластом залегал известняк, а в почве пласта – глинистый сланец (рис. 1).

По мере приближения лавы пласта к конкретной отметке призабойной части откаточного штрека и переходу ее деформировались как породы подошвы штрека, так и ее стенки, примыкающие к глинистому сланцу, настолько, что вагонетки опрокидывались.

При многолетней разработке на шахте “Южная” пласта Мачеха (не менее десяти лет) откаточный штрек обычно перекреплялся не менее трех раз.

На основании научных положений, которые характеризуют возникновение и развитие деформаций генетического возврата при разгрузке, целесообразно изменить направленность компенсационных выемок 1 и 2 при проведении откаточного штрека пологого пласта (рис. 2). Экспериментально ранее неоднократно было доказано, что деформации генетического возврата малопрочных пород перпендикулярно наслоению не менее чем на порядок превосходят деформации в направлении параллельно наслоению.

На шахте “Южной” при проведении эксперимента предположили, что наличие компенсационной траншеи глубиной 1,2 м, которая образовывалась буровзрывным способом одновременно с проведением откаточного штрека, уменьшит величину деформаций глинистого сланца со стороны его подошвы.

Образование компенсационных ниш через каждые 3 м и располагаемых только в глинистых сланцах, залегающих в почве пласта Мачеха, должно еще больше уменьшить деформирование их в сторону штрека. Проводились они отбойным молотком по мере проведения штрека.

Способ применяли при отработке запасов пласта до достижения границы шахтного поля на протяжении 205 м откаточного штрека. На всем его протяжении выработка не перекреплялась ни разу.

Констатируя во многом идентичность геологических условий сохранения подготовительных выработок шахт “Южная” и Октябрьский рудник по пласту k_8 , Анна Бондарева решила предложить в своей магистерской работе на шахте Октябрьский рудник использовать “прием”, который обеспечил положительный эффект ранее при применении его на шахте “Южная”.

Правильность предположения основывается, в том числе, на выводах двух известных специалистов, профессоров К.В. Кошелева и В.Ф.Трумбачева [6]. Они, констатируя наличие 17 способов охраны выработок, отмечали, что “расчетная схема принятая К.В. Руппенейтом, близка к действительности, однако...” достоверные значения величин, входящих в формулы, “в отдельных случаях получить не всегда возможно”

[стр. 5, 6]. Но теперь поиск и обоснование новых решений – предложений выполним с позиций иного геомеханического принципа – разрушения напряженного углеродного массива при разгрузке. Он характеризуется обязательным учетом истории изменений напряженно-деформированного состояния, превращений физико-механо-химического состояния водо-газовой среды как комплексной основы формирования памяти реальных горных массивов, проявляющейся, в частности, на больших глубинах в развитии деформаций генетического возврата – ДГВ [3,5]. К настоящему времени даже самые современные монографии, не учитывающие ранее неизвестное особое свойство пород больших глубин [7,8], не содержат новых предложений.

Внимательное изучение зарубежного опыта с позиций теорий прочности (разрушения) при разгрузке [5] вселяет оптимизм. Удивительно совпадает опыт сохранения капитальных выработок в условиях гор. 950 м шахты “Эвальд” [6] с предлагаемым решением для сохранения откаточного штрека 26 пласта Грицынка, m_5 гор. 960 м шахты им. М.И.Калинина ГП “Артемуголь” [9].

На шахте “Эвальд” для крепления капитальных выработок была применена “деревянная кладка” [6]. При этом в сложных горно-геологических условиях на горизонте 950 м [стр. 35, 6] между крепью и породой оставлялось замкнутое пространство (пустоту!), которое составляло 0,2-0,9м, заполнявшееся золо-бетоном (7:1). За 9 лет (!) эксплуатации ремонт крепи не производился, “местных очагов деформаций не наблюдается” [стр.36, 6]. Расходы на проведение выработки и крепление ее бетонами и металлической крепью оказались ниже на 346%.

Изложение не только и не столько позволяет, но и просто принуждает подчеркнуть, что “технологические решения”, примененные за рубежом и теперь описанные в статье, не имели никакого научного обоснования или его просто говоря от нас спрятали, что, вообще говоря, навряд ли. Скорее всего, очень сообразительные инженеры-иностранцы почему-то пришли к выводу, что именно так (оставление пустот за крепью) будет лучше, выгоднее. Теперь же получается, что мы нашли (открыли) для этой придумки научную основу – это деформации генетического возврата.

И потому очень надо хорошенько задуматься нужен ли для глубоких шахт плотный контакт со вмещающим выработку породным массивом металлической крепи, нужна ли железобетонная затяжка и т.д. и т.п.

Решение вопроса о возможности и целесообразности технологического применения изложенного нового геомеханического принципа, совмещающего сохранение подготовительных выработок только за счет изменения технологии их проведения, использующей развитие деформаций генетического возврата при разгрузке, безусловно, для глубоких шахт архиактуально.

Именно поэтому магистрант Носик Ирина приняла по совету руководителя проф. Николина В.И. решения о включении в свою работу предложения шахте “Прогресс” использовать положительный опыт зарубежных стран, описанный в [6].

Технический совет шахты им. М.И.Калинина рассмотрев 04.04.08. предложение ДонНТУ о сохранении откаточного штрека участка 26, отметил высокую актуальность вопроса.

В Англии на глубинах 600-700м применяют для крепления податливые бетоны, а закрепленное пространство заполняют песком и мелкой породой [6]. Специалисты считают такую крепь весьма перспективной в условиях большого горного давления.

Принято решение технического совета о дальнейшем прохождении откаточного штрека №26 гор.960 м шахты им. Калинина ГП «Артемуголь» от 04.04.2008г. Определена необходимость увеличения сечения выработки в черне за счет образования в породах ее почвы компенсационной траншеи, а в правой по ходу выработки ее части компенсационной ниши. Глубина компенсационной траншеи должна составлять 1,2-1,3 м.

Разрушенная при проведении компенсационных траншей порода полностью не убирается, траншеи не вычищаются, частичное заполнение компенсационной ниши мелкозернистой породой возможно, но на высоту не более 1 м. Остальная часть компенсационной ниши должна заполняться блоками пенобетона.

Было решено считать целесообразным продолжение промышленных испытаний способа сохранения подготовительных выработок, основанного на памяти горных пород и уменьшающего деформации генетического возврата, разрушающие крепь.

Но одновременно с этим гораздо значительнее (на порядок и даже порядки) оказалось различие при разгрузке по склонности именно к деформациям генетического возврата. Последние подчеркнуты совершенно не случайно, глубоко осмысленно, ибо в [5] неоднократно экспериментально оценивались принципиальные отличия породы деформаций обратной ползучести от ДГВ.

Думая, что акцент на различии для некоторых читателей мог оказаться недостаточно полным, убедительным, решили очень кратко, схематично его охарактеризовать в данном докладе. Сущность схемы заключается в следующем.

Во-первых, еще в [1,2] обратили внимание на то, что вопрос о неупругих деформациях после разгрузки не является совершенно новым. Такие деформации изучались в мире почти исключительно аналитически примерно 50 лет, хотя их практическая значимость, особенно горнотехнической общественности, недооценивалась. При рассмотрении приоритета исследований в [5] отдано было предпочтение теории академика Роботнова Ю.Н. работам Арутюняна Н.Х., Колмановского В.В., академика Ержанова Ж.С. и др. Констатировалось, что еще примерно в пятидесятые-шестидесятые годы прошлого столетия было известно свойство пород, проявляющееся после трехосных длительных нагружений и получившее ранее название деформаций обратной ползучести (возврата). Оно было принято и нами на том (условно назовем его первым) этапе, когда действительное для него название еще не было найдено.

Во-вторых, впервые гомометаморфизованными термин «память горных пород» в семидесятые-восемидесятые годы XX столетия стали использовать во ВНИМИ (г. Санкт-Петербург, Россия) для дополнительной характеристики свойств пород (д.т.н. Карташев Ю.М. и др.). Полученные нами от них сведения об этом каким-то образом (не знаем даже каким), думаем, ускорили развитие - завершения процесса поиска термина деформации генетического возврата. Именно поэтому они заслуживают самого внимательного осмысливания.

Библиографический список

1. **Шенец В.П.** Новый способ повышения устойчивости подготовительных выработок крутых пластов в зоне влияния движущейся лавы // Известия Донецкого горного института. – 1995. - №1. – С 40-43.
2. **Игнатович Н.В., Шенец В.П.** Повышение устойчивости откаточного штрека в условиях крутого падения // Известия Донецкого горного института. – 1995. - №2. – С 53-55.
3. Диплом №А-297 **Николин В.И., Подкопаев С.В., Агафонов А.В.** и др./ О связи деформаций генетического возврата напряженных горных пород с их влажностью// Сб. Научных открытий – Вып.1 – М: 2004. – С.41-43.
4. **Кошелев К.В., Петренко Ю.А., Новиков А.О.** Охрана и ремонт горных выработок. – М.: Недра. – 1990, 24с.
5. Снижение травматизма от проявлений горного давления/ **Николин В.И., Подкопаев С.В., Агафонов А.В., Малеев Н.В.** и др. – Донецк: Норд-Пресс. – 2005. – 331с.
6. **Кошелев К.В., Трумбачев В.Ф.** Повышение устойчивости капитальных горных выработок на больших глубинах. – М.: Недра, 1972, 128с.
7. **Тополов В.Ф., Грядущий Б.А., Петренко С.Я.** Угольная отрасль Украины: энергоресурсы, ретроспектива, состояние, проблемы и стратегия развития. – Донецк: ООО Алан. – 2005, 408с.
8. Поддержание и проветривание выработок глубоких шахт Донбасса/ **С.С. Гребенкин, Ю.Ф.Булгаков, Н.Н.Касьян** и др. – Донецк: «Каштан». – 2005, 256с

9. Гончаров А.Д., Подкопаев С.В., Тюрин Е.А. Геомеханический принцип, способствующий сохранению подготовительных выработок глубоких шахт //Материалы XVIII Международной научной школы им. Академика С.А. Христиановича. – 2008, с. 75-77.

© Николин В.И., Подкопаев С.В., Бондарева А., Носик И., 2008

УДК 622.235

МОРОЗОВ М.В. (ДонНТУ), МАНЖОС Ю.В.(МакНИИ)

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ ДОМІШОК НА ПІДПАЛЮВАННЯ ДИНАМОНІВ

Проведені дослідження впливу домішок відомого інгібітора запалення метану - хлористого натрію та інших домішок на підпалювання динамонів. Показано, що хлорид натрію відносно підпалювання ВР є каталізатором, а найбільш перспективними домішками для розробки рецептур запобіжних вибухових речовин (ЗВР) є $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$ і харчова сода.

Підривні роботи є одним з ефективних способів проведення гірських виробок і видобутку вугілля на вугільних шахтах України. Однак цей спосіб має істотний недолік - його небезпечно застосовувати у виробках, віднесених до небезпечних за газом метаном та вугільним пилом. Однією із причин запалення метано- й пилоповітряних сумішей (МПС і ППС) під час підривних робіт є вигорання шпурових зарядів ЗВР [1,2].

Проблема зниження імовірності вигорань шпурових зарядів ЗВР є досить актуальним питанням, яке має важливе наукове і практичне значення.

Метою роботи є визначення впливу домішок: форміату натрію і оксалату амонію, які входять до складу сучасних закордонних запобіжних ВР, а також доломітного пилу ($\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$), хлориду натрію і інших, на підпалювання динамонів (суміші аміачної селітри та вугільного пилу).

Підпалювання динамонів визначають на спеціальній установці (ПКО), яка складається із кварцової трубки діаметром 50 мм, у яку встановлена спіраль, що розігрівається електричним струмом (рис. 1). Температура спіралі, згідно «Методиці по визначенню показників вибуховості вугільного пилу» РД. 50-360-82 повинна бути 1150 °С. Через відкритий торець кварцової трубки спеціальною пристроєм викидає в трубку наважку суміші, що запалюється, потрапляючи на розпечену спіраль. Про підпалювання динамонів судять по довжині факела полум'я. Якщо факел полум'я більш ніж 50 мм, то вважається що суміш підпалилася, якщо факел полум'я менше 50 мм, то суміш не підпалилася, а полум'я викликано примусовим згоранням пального на розпеченій спіралі.

Для досліджень використовували подрібнене вугілля з вмістом летючих – 31,6%, золи – 16,1%, вологи – 0,9%. Дисперсність вугільного пилу відповідала ГОСТ 7140-98.

Як проби були взяті наважки сумішей динамона і домішок у різному % співвідношенні. Для контролю використовувалася проба із чистого динамона.

Підпалювання динамонів з різними домішками визначали по зазначеній вище методиці. При цьому визначали довжину факела полум'я, що служив як критерій підпалювання. Температуру розжарення спіралі контролювали за допомогою оптичного пірометра.

Від кожної із приготовлених проб (у тому числі і контрольної) бралася наважка суміші масою 0,7 г і розміщувалася до отвору пристрою для її викидання до установки. Потім викидали суміш у кварцову трубу та визначали довжину полум'я.

Експерименти проводили при температурі розжарення спіралі, яка дорівнювала 1150 °С. З кожною пробою було проведено по 10 дослідів і визначена середня довжина полум'я.

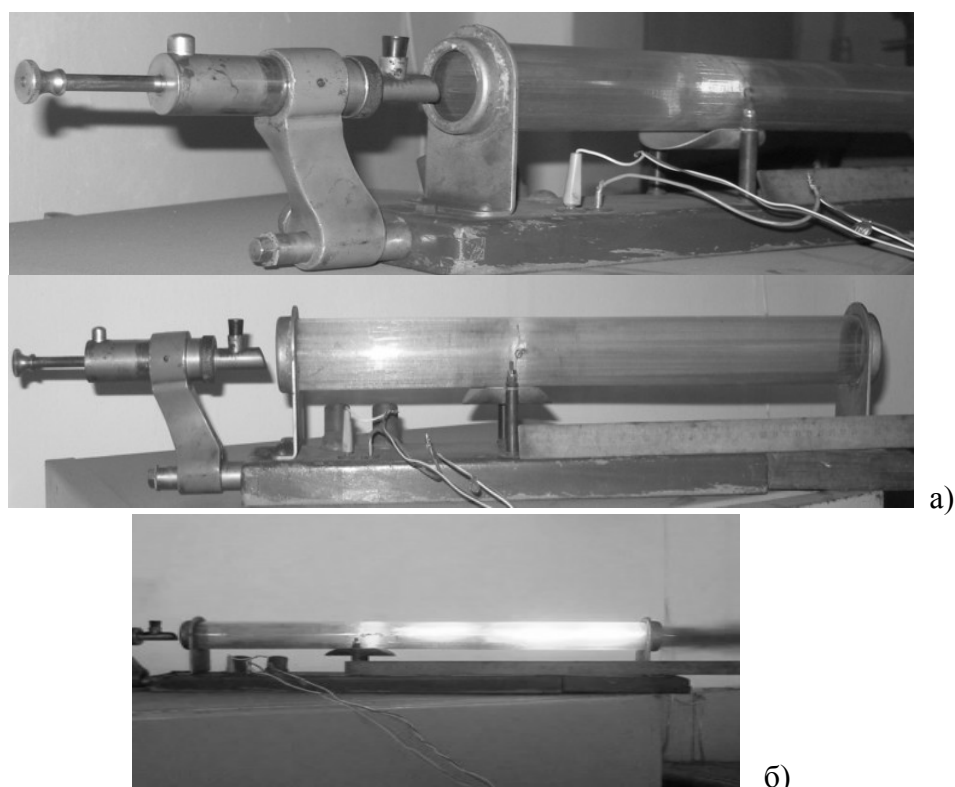


Рис. 1. Прибор контролю осланцювання : а) загальний вигляд; б) випробування на підпалювання.

Отримані дані зведені до табл. 1, при цьому середня довжина полум'я контрольного складу дорівнює 28,7 см. На підставі цих даних побудовані графіки (рис. 2).

Таблиця 1. Залежність середньої довжини полум'я динамона від вмісту домішки

Домішка	Довжина полум'я (L), см від вмісту домішки, %						
	5	10	25	40	50	70	90
CH ₃ COONa	32,0	26,8	24,0	25,6	22,5	17,0	5,1
(NH ₄) ₂ C ₂ O ₄ ·H ₂ O	17,0	8,5	9,4	7,6	9,7	6,0	2,2
CaCO ₃ ·MgCO ₃	14,2	15,3	13,4	6,0	5,6	3,0	1,3
NaCl	27,0	25,8	18,7	9,0	12,0	6,1	1,2
NaHCO ₃	25,0	23,7	11,8	6,8	4,2	-	-
K ₂ Cr ₂ O ₇	14,3	11,0	16,0	34,4	27,6	16,0	2,2
KBr	39,4	44,4	44,7	40,1	36,7	21,7	2,4

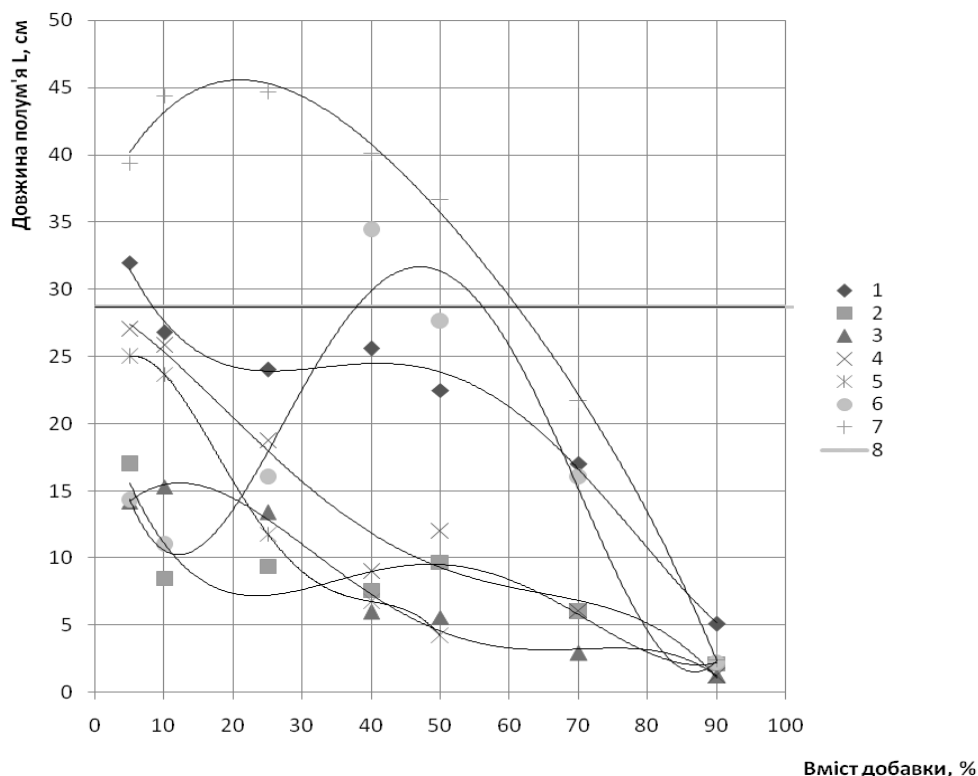


Рис. 2. Залежність середньої довжини полум'я динамона від вмісту добавки.

1 - формиат натрію; 2 - оксалат амонію; 3 - $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$; 4 - хлорид натрію; 5 - харчова сода; 6 - біхромат калію; 7 - бромистий калій; 8 – середня довжина полум'я контрольного складу.

Природа домішок і їх відсотковий вміст суттєво впливають на підпалювання динамонів. Так, під час додавання формиату натрію (1) (див. рис. 1) динамон підпалюється на всьому дослідному діапазоні й лише при наявності в суміші 90% даної домішки довжина його факела знижується десь втричі з 17 до 5,1 см. Оксалат амонію (2) проявляє більш виражену інгібуючу дію в порівнянні з формиатом натрію, однак цей ефект досягається також при великих концентраціях першого. Доломітний пил ($\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$) як і харчова сода вже при вмісті 50% в суміші з динамоном практично повністю виключають підпалення останнього і по мірі зростання концентрації доломітного пилу довжина полум'я не перевищує 5 см. В якості інгібіторів підпалювання МПС до складу сучасних запобіжних ВР вводять галогени лужних металів, а саме хлорид натрію. Однак отримані результати свідчать про те, що він є катализатором горіння динамонів, такою дією володіють також біхромат калію (6) і бромистий калій (7), це можна пояснити збільшенням середньої довжини полум'я залежно від збільшення % вмісту добавок у суміші, наприклад, при концентрації біхромату калію 10 %, середня довжина полум'я складає 11 см, а при вмісті 40 % - 34,4 см. Таким чином ці домішки не можуть бути використані в якості інгібіторів підпалювання ЗВР.

З вищевикладеного бачимо, що:

- оксалат амонію, який входить до складу сучасних закордонних запобіжних ВР, в порівнянні з іншими домішками показав досить стабільні результати на всьому дослідному діапазоні щодо інгібуючої дії відносно підпалювання ВР;

- хлорид натрію, котрий як і інші галогени лужних металів є інгібітором запалення метану, відносно підпалювання ВР є катализатором;

- найбільш перспективними домішками для розробки рецептур ЗВР є $\text{CaCO}_3 \cdot \text{MgCO}_3$ і харчова сода.

Библиографический список

1. **Дубнов Л. В., Бахаревич Н. С., Романов А. И.** Промышленные взрывчатые вещества. М., «Недра», 1973 - 320 с.
2. **Толстых К.С., Бутуков А.Ю.** Пути дальнейшего снижения травматизма при взрывных работах в угольных шахтах //Уровень, динамика и причины производственного травматизма на угольных шахтах при ведении взрывных работ / Сб. научн. тр. МакНИИ. - Макеевка - Донбасс: МакНИИ. - 1983. - С. 3-5.

© Морозов М.В., Манжос Ю.В., 2008

УДК 621.316.9

БЕРШАДСКИЙ И.А., СЕВЕРИН Д.В. (ДонНТУ)

СИМУЛЯЦИИ ПЕРЕХОДНЫХ ПРОЦЕССОВ В ИСКРОБЕЗОПАСНЫХ ЦЕПЯХ ГОРНОШАХТНОГО ЭЛЕКТРООБОРУДОВАНИЯ И ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ОПАСНОСТИ ВОСПЛАМЕНЕНИЯ ГАЗОВОЙ СМЕСИ

На основе разработанных математических моделей дугового разряда и основных видов гасящих контуров показаны возможности симуляции переходных процессов в искробезопасных цепях электрооборудования и прогнозирования опасности воспламенения электрического искрения во взрывоопасной среде

В связи с широким внедрением на предприятиях горной промышленности во взрывоопасных условиях устройств контроля и автоматизации технологических процессов, исследования в области искробезопасности получили большое развитие. К числу актуальных задач относится совершенствование методов разработки и проектирования искробезопасного электрооборудования, в частности - методов расчетной оценки и прогнозирования искробезопасности электрических цепей.

В настоящее время опасность электрических цепей проверяется, как правило, экспериментально с помощью специальных взрывных камер [1]. Расчетная оценка осложнена тем, что нет надежного способа решения вопроса о влиянии ряда факторов на воспламеняющую способность разряда. К их числу можно отнести: ток, напряжение, сопротивление цепи (емкостное и индуктивное), скорость и вид размыкания или замыкания, форма и материал электродов, частота, род газа или пара и его концентрация.

Авторами настоящей статьи предлагается методика компьютерного моделирования коммутации искробезопасной цепи, учитывающая влияние распространенных искрогасящих шунтов (диодный, резисторный, варисторный, стабилитронный). В соответствии с классификацией средств искробезопасности, приведенной в [2], такие шунты ограничивают напряжение на коммутируемых контактах в цепях с индуктивными нагрузками, как на постоянном, так и переменном токе. Рассмотрим вкратце предлагаемую методику выявления опасности разрядов размыкания в электрических цепях без емкостных элементов. Современные исследования установили, что расчетная оценка искробезопасности должна сводиться к определению энергии W_d , мощности P_d и

длительности t_d электрического разряда, возникающего при известных параметрах цепи и источников [1, 3].

Опыт исследований, проведенных специалистами **Delft University of Technology** и **Electrical Power Systems** (Нидерланды), показал, что для расчетов режимов дуговых коммутаций перспективно применение структурных компьютерных объектов. Разряды размыкания в индуктивных цепях имеют длительный характер и, принимая плавный закон убывания тока, характерный для дугового размыкания цепи, учитываем случай наиболее полной реализации магнитной энергии и энергии источника тока. Допустимость принятой модели подтверждается исследованиями [4].

Достаточно полно в количественном отношении электрическая дуга может быть описана выражениями баланса энергии в столбе разряда. Для этого используются соотношения динамической характеристики дуги и уравнение Майра [5].

Блок размыкания электрической цепи моделируется с использованием *Simulink MatLAB* (рис. 1). Он встраивается в схему, а постоянная времени τ и отводимая от столба дуги мощность P_d автоматически адаптируются к коммутационному процессу.

Отводимая от дуги мощность P_d может быть представлена упрощенно с использованием статической вольт-амперной характеристики дугового разряда

$$u_d = u_k + \left(a + \frac{b}{i_d} \right) vt \text{ в виде (1) [1]}$$

$$P_d = [u_k + E_{d,cp}(i_d)l_d]i_d = i_d(u_k + avt) + bvt \quad (1)$$

где l_d - длина дугового разряда (межконтактное расстояние), мм; u_k - минимальное значение катодного падения напряжения; для катода, изготовленного из кадмия, $u_k = 8$ В; v - скорость размыкания контактов, мм/с; a, b - коэффициенты, характеризующие условия получения характеристик для ограниченных диапазонов начального тока дугового разряда: $a=82,81$ В/мм, $b=2,42$ В·А/мм при $i_d = 0,024 \dots 0,1$ А и $a=43,89$ В/мм, $b=5,18$ В·А/мм при $i_d = 0,05 \dots 2$ А; t - время движения контактов, с.

Постоянная времени дуги зависит от тока разряда и радиуса столба. Если ограничиться температурами, не превышающими 10000 К (слаботочные цепи), можно использовать одночленную степенную аппроксимацию тепловых функций дуги, приведенную в [6] для воздуха при атмосферном давлении (использование характеристик воздуха вместо 8,5 % метановоздушной смеси создает незначительный запас в сторону уменьшения воспламеняющих токов).

В основу модели положен управляемый по напряжению источник тока (рис.1) *Controlled Current Source*. Измерительный блок (*Voltage Measurement*) и источник тока взаимодействуют, осуществляя связь между электрическими сигналами (напряжением и током, протекающим в разряде) через переходную функцию (блок *Simulink DEE*).

Система уравнений Майра записывается с помощью редактора дифференциальных уравнений *DEE*. В нем приводится символическая запись вида (2):

$$\begin{cases} \frac{d \ln g}{dt} = \frac{u(2)}{\tau} \cdot \left(\frac{gu(1)^2}{P_p} - 1 \right), \\ i = gu \end{cases} \quad \begin{cases} \frac{dx(1)}{dt} = \frac{u(2)}{\tau} \cdot \left(\frac{e^{x(1)}u(1)^2}{P_p} - 1 \right), \\ y = e^{x(1)}u(1) \end{cases} \quad (2)$$

где $u(1)$ – первый вход DEE блока, эквивалентный напряжению на дуге u_d ; $u(2)$ – второй вход DEE блока, представляющий логику размыкания цепи: $u(2) = 0$, когда контакт

замкнут и $u(2) = 1$, когда контакт начинает дуговое размыкание; $u(3)$ – третий вход DEE блока, обратная связь по току разряда для вычисления P_d ; $u(4)$ – четвертый вход DEE блока, модельное время t ; $u(5)$ – пятый вход DEE блока, постоянная времени дуги τ ; $x(1)$ – переменная состояния дифференциального уравнения $\ln(g)$; y – выход блока DEE, равный току дуги i_d ; P_d – параметр дуги, выраженный через формулу (7).

Скорость расхождения контактов v , мм/с, $g(0)$, См, и начальное время переходного процесса cirg br , с определяются в диалоговом окне пользователя. *Simulink* – блок “Step” используется для управления моментом размыкания цепи: при замкнутом контакте решается диффуравнение $\frac{d \ln g}{dt} = 0$.

Проверка методики, которая оценивает параметры цепи на искробезопасность, осуществляется на примере индуктивных цепей с искрогасящими шунтами – ограничителями напряжения нагрузки. Опасность заданных параметров разряда характеризуется возникновением устойчивого фронта пламени или разрушением очага воспламенения, т.е. изолиниями температуры в пространстве с учетом влияния диаметра электродов, и длины межконтактного промежутка на энергию зажигания [7]. Рассмотрим примеры расчета нескольких сложных индуктивных цепей с искрогасящими шунтами.

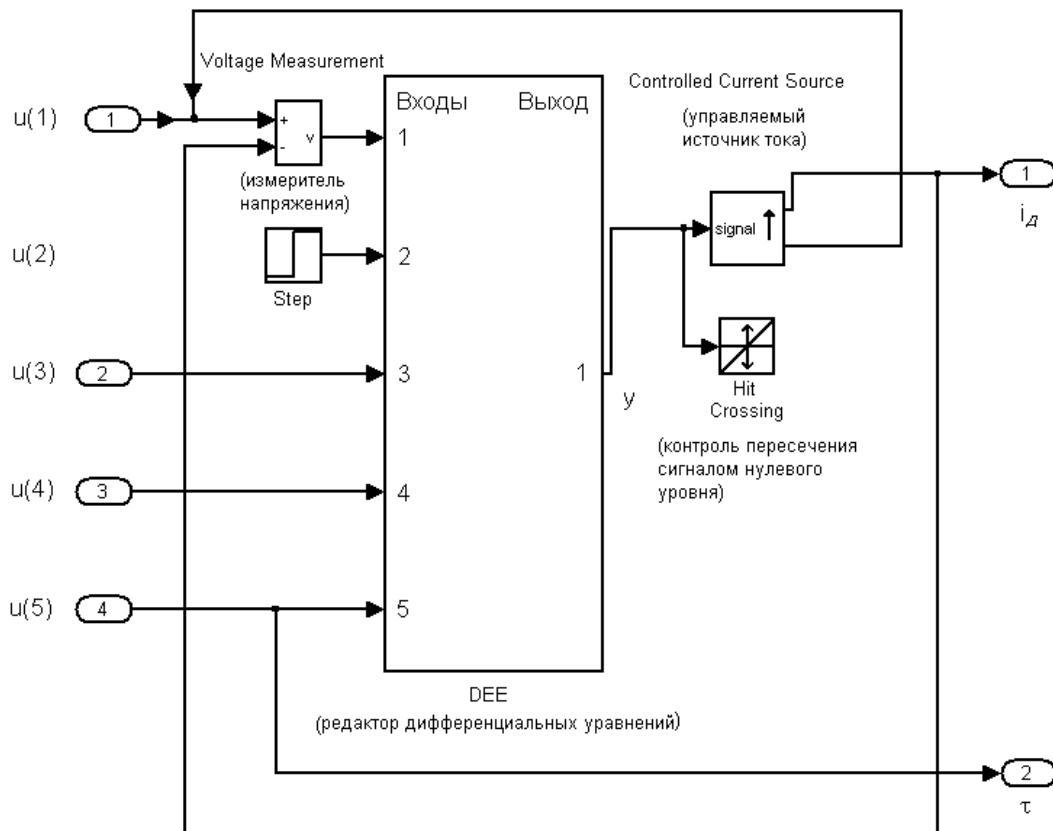


Рис.1. Блок размыкания электрической цепи.

1. Индуктивная цепь.

Дана последовательная цепь: источник постоянного тока – батарея $E=24$ В, 70 В и RL – ветвь ($L=0,01$ Гн, 0,1 Гн). Предварительно было установлено, что наиболее опасны высокие скорости размыкания ($v=6500$ мм/с). Результаты расчетов и оценок возможно-

го воспламенения для данной цепи приведены в табл.1 (T_d , r_d – ориентировочные значения температуры в центре дугового столба и его радиус).

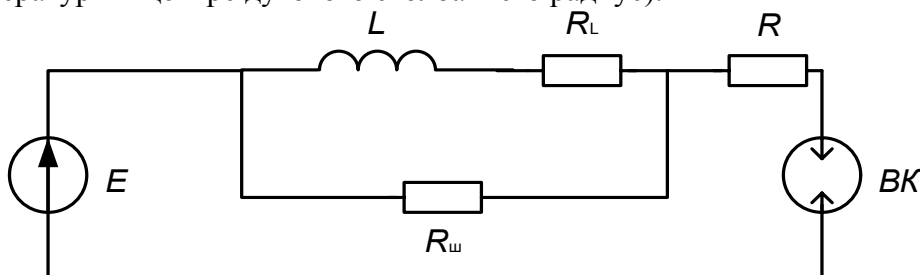


Рис2. Схема подключения омического искрогасящего шунта

2. Индуктивная цепь с омическим шунтом.

На рис.2 представлена данная схема с напряжением источника питания $E=10$ В, статической индуктивностью $L=0,1$ Гн, омическим сопротивлением индуктивного элемента $R_L=25$ Ом, сопротивлением шунта $R_{ш}=1000$ Ом. Определим ток, воспламеняющий метано-воздушную смесь (табл. 2), и сравним результаты с данными [4].

Таблица 1. Оценка искробезопасности индуктивной цепи по разработанной методике ($v=6,5$ м/с)

i , А	Расчетные параметры дугового разряда в индуктивной цепи				Факт воспламенения	
	P_d , Вт	t_d , мкс	T_d , К	r_d , мм	модель	по характеристике I-U-L
$E = 70$ В, $L=0,1$ Гн						
0,092	3,96	123	2254	0,191	нет	нет
0,095	4,13	126	2293	0,198	нет	есть (0,095 А)
0,097	4,24	127	2317	0,203	есть	есть
$E = 24$ В, $L=0,1$ Гн						
0,105	4,36	120	2336	0,199	нет	нет
0,11	4,64	124	2396	0,21	есть	есть (0,107 А)
0,12	5,09	135	2494	0,234	есть	есть
$E = 24$ В, $L=0,01$ Гн						
0,33	5,53	92,2	2531	0,191	нет	нет
0,34	5,74	94,4	2571	0,198	есть	нет (0,39 А)

Таблица 2. Оценка искробезопасности индуктивной цепи с линейным омическим шунтом

v , м/с	Расчетные параметры дугового разряда в цепи			Факт воспламенения	
	i , А	t_d , мкс	P_d , Вт	модель	I-U-L
6,5	0,19	104	4,62	нет	нет
	0,195	108	4,82	есть	нет
	0,201	112	5,07	есть	есть (0,21 А)
	0,3	187,5	9,55	есть	есть

3. Индуктивная цепь с нелинейным омическим шунтом (варистором).

Дана индуктивная цепь с варисторным шунтом. Напряжение источника питания цепи $E=30$ В, статическая индуктивность цепи $L=0,1$ Гн, омическое сопротивление индуктивного элемента $R_L=35$ Ом, ампер-вольтная характеристика одной ветви варистора выражена формулой $i = 1,71 \cdot 10^{-7} \cdot U^{3,28}$. Необходимо определить воспламеняющий ток для метано-воздушной смеси.

Задача решается с использованием модели варисторного шунта, представленной на рис.3. Предварительно определяется наиболее опасная скорость размыкания цепи v по характеру затухания первоначального ядра пламени согласно [7], а затем ток разряда i , достаточный для самостоятельного распространения очага воспламенения (табл. 3).

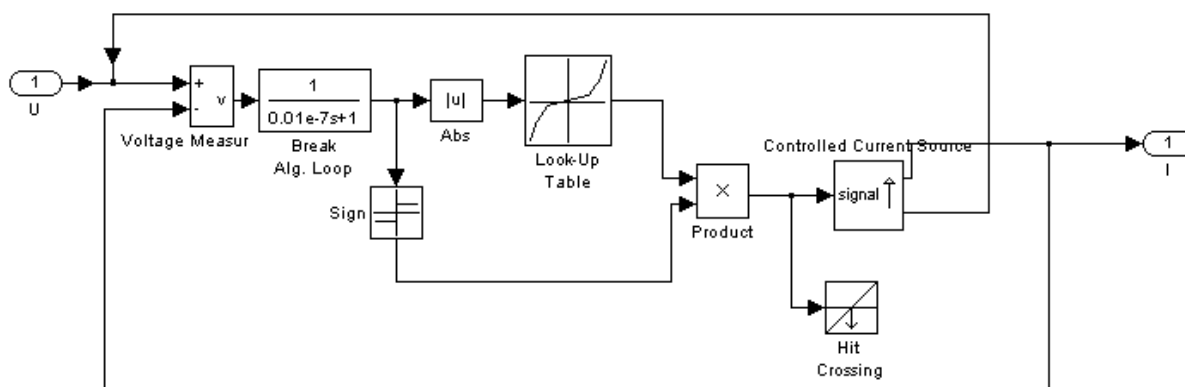


Рис.3. Компьютерная модель варисторного шунта

Таблица 3. Оценка искробезопасности индуктивной цепи с варисторным шунтом

i, A	Расчетные параметры дугового разряда в цепи						Факт воспламенения	
	$v, m/c$	$W_{д}, мДж$	$t_{д}, мкс$	$P_{д}, Вт$	$T_{д}, К$	$r_{д}, мм$	модель	по [4]
0,21	6,5	0,43	104	4,15	2277	0,176	нет	нет
	4,0	0,59	157	3,77	2208	0,183	нет	нет
	1,8	0,84	287	2,92	2000	0,165	нет	нет
0,225	6,5	0,5	111,2	4,52	2361	0,194	нет	нет
0,229	6,5	0,524	113	4,63	2384	0,198	нет	нет
0,231	6,5	0,53	114	4,68	2395	0,2	есть	нет (0,243 A)

4. Индуктивная цепь с диодным и стабилитронным шунтами.

Искрогасящие контуры указанного типа представляют собой нелинейные элементы с достаточно просто линеаризуемыми характеристиками. Модель полупроводникового диода в *MatLAB* (рис. 4а, г) представляет собой последовательно соединенный источник напряжения V_f (опорное напряжение, рис. 4б) на диоде в прямом включении, резистор R_{on} (наклон прямой ветви ампер-вольтной характеристики (рис. 4в)) и паразитную индуктивность L_{on} в прямом направлении, когда диод проводит ток. В обратном направлении сопротивление диода считается бесконечно большим.

Компьютерная модель стабилитронного шунта была разработана авторами (рис. 5). В ней использовалась работа в режиме электрического пробоя, т.е. стабилизации на

обратной ветви ампер-вольтной характеристики. Параметры, задаваемые в модели: U_{st} - напряжение стабилизации; R_{dif} - дифференциальное сопротивление стабилитрона, определяющее наклон характеристики на участке пробоя; R_d , U_d - аналогичны V_f , R_{on} для прямой ветви диода (см. выше).

Эффективность действия диодного и стабилитронного шунтов проверялась в цепи, опасной по воспламеняющей способности (взрывоопасная смесь – метан-воздух). Параметры цепи те же, что в п.3.

Сравнение воспламеняющих параметров различных вариантов цепей представлено в табл. 4. из которой следует вывод об эффективности использования указанных шунтов (параметры стабилитрона: $U_{st}=10$ В, $U_d=1$ В, $R_d=3$ Ом, $R_{dif}=5$ Ом; параметры диода: $R_{on}=1,53$ Ом, $L_{on}=0$, $V_f=0,495$ В).

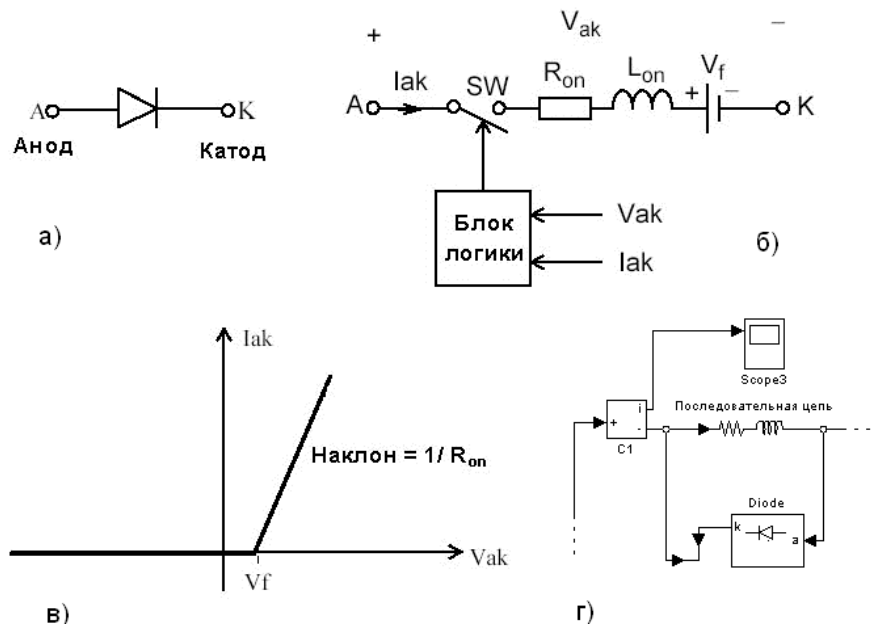


Рис. 4. Компьютерная модель диодного шунта.

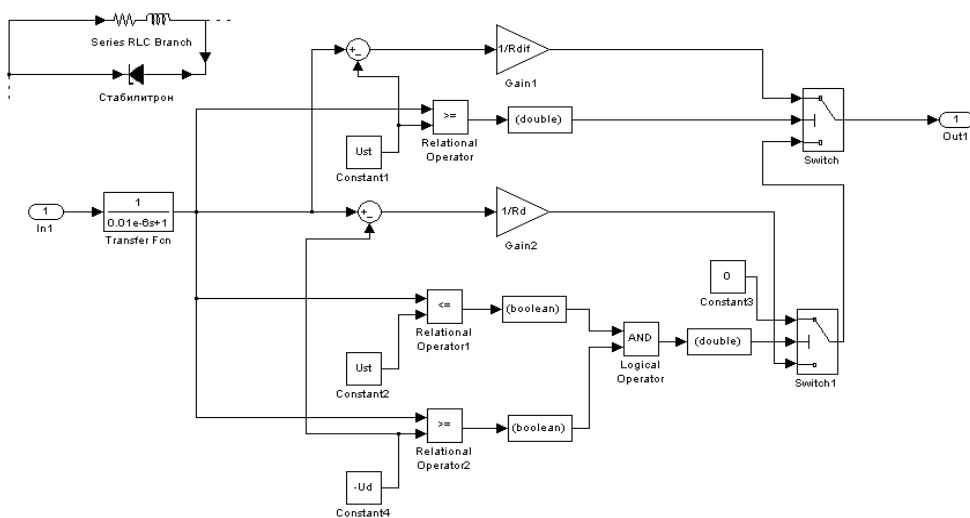


Рис.5. Компьютерная модель стабилитронного шунта

Таблица 4. Оценка искробезопасности индуктивной цепи с диодным и стабилитронным шунтами

Шунт	$P_{д}$, Вт	$t_{д}$, мкс	$W_{д}$, мДж	$U_{пик}$, В	i , А
стабилитронный	1,8	37	0,067	31,5	0,35
диодный	1,73	35	0,061	30,5	0,33
нет	17,7	308	5,4	172	0,33

Выводы. На основе разработанных моделей дугового разряда по уравнению Майра с учетом теплофизических свойств столба плазмы, а также математических и компьютерных моделей искрогасящих шунтов показана возможность их использования для расчетной оценки искробезопасности на примере ряда сложных индуктивных цепей. Сравнение результатов расчетов по разработанной методике с известными формулами [1, 3] и характеристиками искробезопасности для метано-воздушной смеси показывают удовлетворительную сходимость (погрешность не превышает 15%).

Библиографический список

1. ГОСТ Р 51330.10 – 99 (МЭК 60079 – 11 – 99). Электрооборудование взрывозащищенное, ч.11 – Искробезопасная электрическая цепь. Госстандарт России от 09.12.1999 г. – М.: Изд-во стандартов, 1999.
2. Коган Э.Г. Способы и средства обеспечения искробезопасности рудничного электрооборудования. – М.: Недра, 1988.
3. Коган А.Г. Электроизмерительная и расчетная оценка искробезопасности индуктивных электрических цепей на основе математической модели очагового зажигания рудничных газов: Автореф. дис. ... канд. техн. наук: 05.26.01, Макеевка, 1988.
4. Комаров В.С. Искробезопасность рудничного и взрывозащищенного оборудования. М.: Недра, 1972.
5. P.H. Schavemaker and L. Van der Sluis. The arc model blockset//Proceedings of the Second IASTED International Conference POWER and energy systems (EuroPES) June 25-28, 2002, Crete, Greece. pp. 644-648.
6. Крижанский С.М. К теории вольтамперной характеристики столба нестационарного дугового разряда высокого давления //Журнал технической физики. - 1965., вып. 10. – т. 35.
7. Иохельсон З.М., Бершадский И.А., Неледва А.В. Расчетная модель воспламенения метано-воздушной смеси электрической искрой цилиндрической формы // Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: „Електротехніка і енергетика”, вип. 7 (128), с.215-220. – Донецьк: ДВНЗ „ДонНТУ”, 2007.

© Бершадский И.А., Северин Д.В., 2008

УДК. 622.25.(06)

БОРЩЕВСКИЙ С.В., КАВЕРА А.Л., ТОРУБАЛКО Д.Т. (ДонНТУ), ПЛЕШКО М.С.,
(ШИ ЮРГТУ)

К ВОПРОСУ ОБ АНАЛИТИЧЕСКОМ ИССЛЕДОВАНИИ СПОСОБОВ ПОВЫШЕНИЯ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ МОНОЛИТНОЙ БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Выполнено исследование основных способов повышения несущей способности монолитной бетонной крепи. Установлено, что наиболее эффективным является увеличение прочности бетона, а также применение бетонной крепи в комбинации с анкерами. Отмечено несовершенство использованных расчетных методов и необходимость разработки единой методики проектирования крепи, учитывающей все особенности взаимодействия крепи и массива на различных стадиях.

Монолитной бетонной крепью в угольной промышленности России закреплено около 98% вертикальных стволов, в горнорудной – 95%, в горно-химической – 60%. Аналогичная ситуация сложилась и в зарубежной практике. Широкое применение монолитного бетона для крепления стволов обусловлено рядом известных достоинств: высокой степенью механизации, долговечностью, огнестойкостью, сравнительно низкой стоимостью и др.

Оценивая тенденции совершенствования способов крепления и поддержания современных вертикальных стволов, можно утверждать, что в качестве основного вида крепи продолжает рассматриваться монолитный бетон. Об этом в частности свидетельствуют данные по ряду глубоких вертикальных стволов, проектирование и строительство которых осуществлялось в последние 10 лет (табл. 1).

Таблица 1

№ п/п	Название стола и горнодобывающего предприятия	Основной вид крепи	Диаметр, м	Глубина, м
1	«Северо-восточный» рудника «Дарасунский»	Монолитный бетон	6,0	1025
2	Шахта «Обуховская №1» - главный - вспомогательный - вентиляционный	Монолитный бетон	7,0 7,0 6,0	904 922,2 919
3	Вентиляционно-вспомогательный рудника «Удачный» АК «Алроса»	Монолитный бетон, железобетонные тубинги	8,0	1089,5
4	Рудоподъемный рудника «МИР» АК «Алроса»	Монолитный бетон, чугунные тубинги	8,0	1057
5	Шахта им. А.Ф. Засядько, Украина: - воздухоподающий №2 - вентиляционный №2 - вентиляционный №3	Монолитный бетон	7,0 6,5 7,0	1265 1022 1222
6	Вентиляционный ВС-10, рудник «Скалистый» ОАО ГМК «Норильский никель»	Монолитный бетон	9,0	2054

В то же время, учитывая постоянное увеличение глубины стволов и ухудшение горно-геологических условий необходимо дальнейшее повышение технико-экономической эффективности монолитной бетонной крепи и приближение ее параметров к тубинговым крепям.

Основной технической характеристикой любой крепи является ее несущая способность, которую можно увеличить различными способами. Анализ современных исследований позволяет выделить три наиболее распространенных: увеличение толщины крепи, повышение прочностных характеристик бетона, применение комбинированных анкерно-бетонных крепей.

Выполним аналитический анализ эффективности этих способов путем определения области применения крепи с различными параметрами на основании расчета по схеме контактного взаимодействия крепи и массива.

Радиальные напряжения на контакте монолитной бетонной крепи с массивом (нагрузка на крепь) в соответствие с [1] представим в виде

$$p_0 = \frac{2 \cdot \lambda \cdot \alpha^* \cdot \gamma \cdot H}{2 + \frac{G_0}{G_1} \cdot \frac{c_1^2 (\chi_1 - 1) + 2}{c_1^2 - 1}}, \quad (1)$$

где H - глубина ствола; γ - средний объемный вес вышележащей толщи пород; λ - коэффициент бокового распора пород, определяемый из выражения

$$\lambda = \frac{\nu_0}{1 - \nu_0};$$

ν_0 - коэффициент поперечной деформации пород; G_0 - модуль сдвига пород массива; G_1 - модуль сдвига бетона крепи; c_1 - коэффициент, характеризующий толщину монолитной бетонной крепи

$$c_1 = \frac{r_1}{r_2},$$

r_2, r_1 - соответственно внутренний и наружный радиусы крепи ствола, м; χ_1 - коэффициент вида напряженного состояния, при плоской деформации

$$\chi_1 = 3 - 4\nu_1,$$

ν_1 - коэффициент поперечной деформации бетона крепи;

При наличии вокруг монолитной бетонной крепи упрочненного анкерами слоя пород, рассматриваемого как квазиоднородный, нагрузка на крепь согласно [2] определяется по формуле

$$p_0 = (1 - C_2) \frac{A + \beta \cdot a_2}{\beta^2 B (C_3 - 1) + \beta \cdot C + A(1 - C_2)} \lambda \cdot \alpha^* \cdot \gamma \cdot H; \quad (2)$$

где $A = (1 - 2\nu_2) \cdot (C_3 - 1)$; $B = (1 - 2\nu_1 + C_2) \frac{G_1}{G_0}$; $C = a_2(1 - C_2) + a_1 B$;

$$C_3 = \left(\frac{r_3}{r_1}\right)^2; \quad C_2 = \left(\frac{r_2}{r_1}\right)^2; \quad a_1 = (1 - 2\nu_2) \cdot C_3 + 1; \quad a_2 = 1 - 2\nu_2 + C_3,$$

здесь β - коэффициент упрочнения пород анкерами; r_2 – внешний радиус породного кольца, упрочненного анкерами; ν_2 – коэффициент поперечной деформации упрочненного анкерами породного слоя.

При проведении расчетов приняты следующие исходные данные: средний объемный вес вышележащей толщи пород, $\gamma=0,025$ МН/м³; коэффициент поперечной деформации пород, $\nu_0=0,3$; коэффициент, учитывающий отставание крепи от забоя, $\alpha^*=0,8$ (совмещенная технологическая схема); радиус ствола в свету, $r_2=3,0$ м.

При расчете комбинированной крепи приняты: плотность установки анкеров, $n_a=1$ анк/м²; несущая способность анкера 100 кН; коэффициент $\beta=1,9$, коэффициент $\nu_2=\nu_0$.

Вариации подвергались: класс бетона крепи в диапазоне В15 - В30, толщина монолитной бетонной крепи ($t=250 - 500$ мм), длина анкеров ($l=0,5 - 2,0$ м.).

На основании полученных по формулам (1) и (2) значений нагрузок на крепь рассчитывались средние тангенциальные напряжения в бетоне крепи, и оценивалась ее несущая способность в соответствии с выражением:

$$\sigma_m \leq R_b, \quad (3)$$

где R_b – расчетное сопротивление бетона одноосному сжатию.

В результате расчетов определялась область применения крепи в виде максимально возможной глубины ствола H , при которой условие (3) выполнялось, в зависимости от модуля сдвига вмещающих пород G_0 . Графическая интерпретация полученных результатов при граничных значениях варьируемых параметров представлена на рис. 1 - 3.

По рис. 1 - 3 можно выполнить сравнительную оценку эффективности повышения несущей способности бетонной крепи класса В15, толщиной 250 мм (базовый вариант) путем увеличения в два раза класса бетона, толщины крепи, или установки анкерной крепи длиной 2 м.

Необходимо отметить, что сметная себестоимость монолитной бетонной крепи толщиной 250 мм в комбинации с анкерами длиной 2 м приблизительно соответствует себестоимости монолитной бетонной крепи толщиной 500 мм.

Эффективность повышения несущей способности крепи оценивалась с помощью параметров:

- увеличение класса бетона

$$K_B = \frac{H_{\max.B}}{H_{\max.баз}};$$

- увеличение толщины крепи

$$K_t = \frac{H_{\max.t}}{H_{\max.баз}};$$

- анкерное упрочнение

$$K_{анк} = \frac{H_{\max.анк}}{H_{\max.баз}},$$

где $H_{\max.баз}$ – максимальная глубина применения базового варианта крепи; $H_{\max.B}$ – максимальная глубина применения крепи класса В30 той же толщины; $H_{\max.t}$ – максимальная область применения крепи толщиной 500 мм того же класса; $H_{\max.анк}$ – макси-

мальная область применения базового варианта крепи в комбинации с анкерами длиной 2 м.

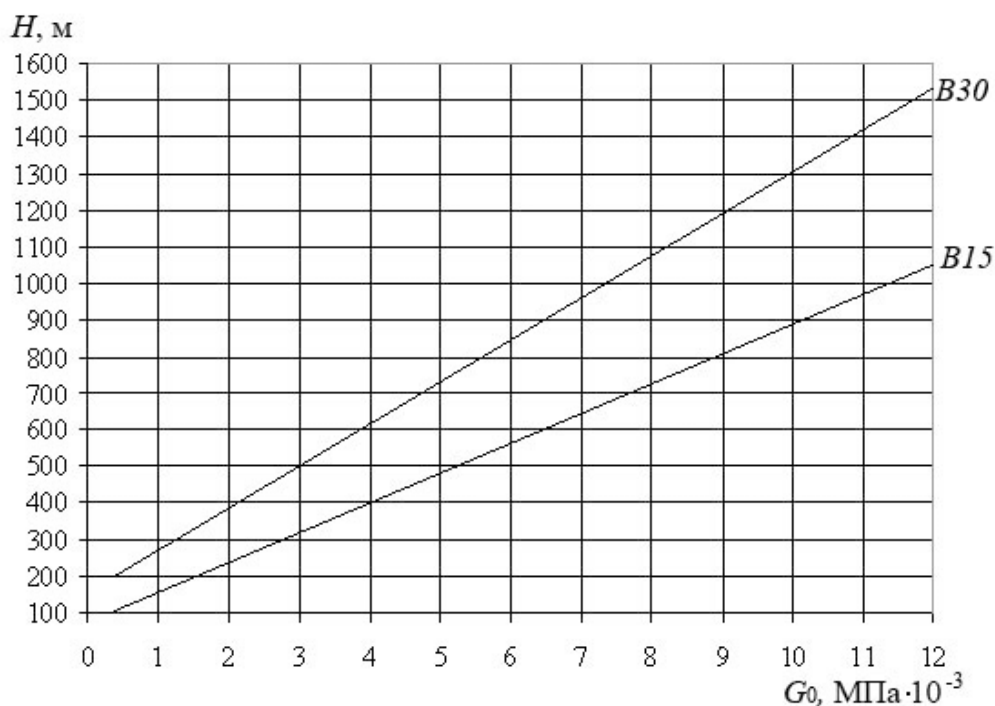


Рис. 1. Область применения монолитной бетонной крепи толщиной 250 мм при классе бетона В 15 и В 30.

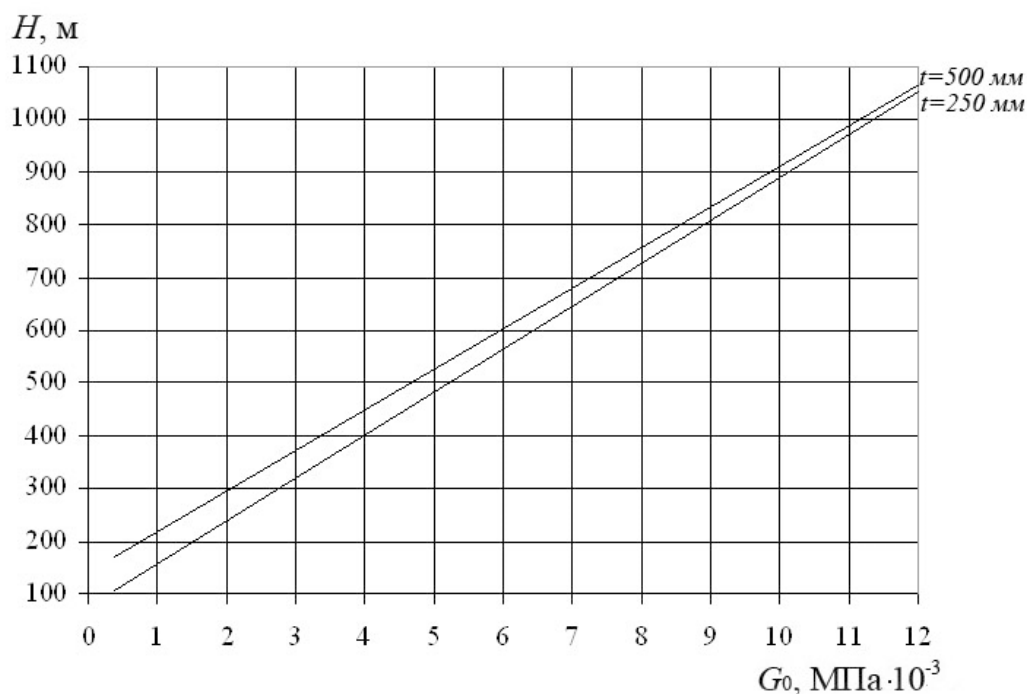


Рис. 2. Область применения монолитной бетонной крепи класса В 15 толщиной 250 мм и 500 мм.

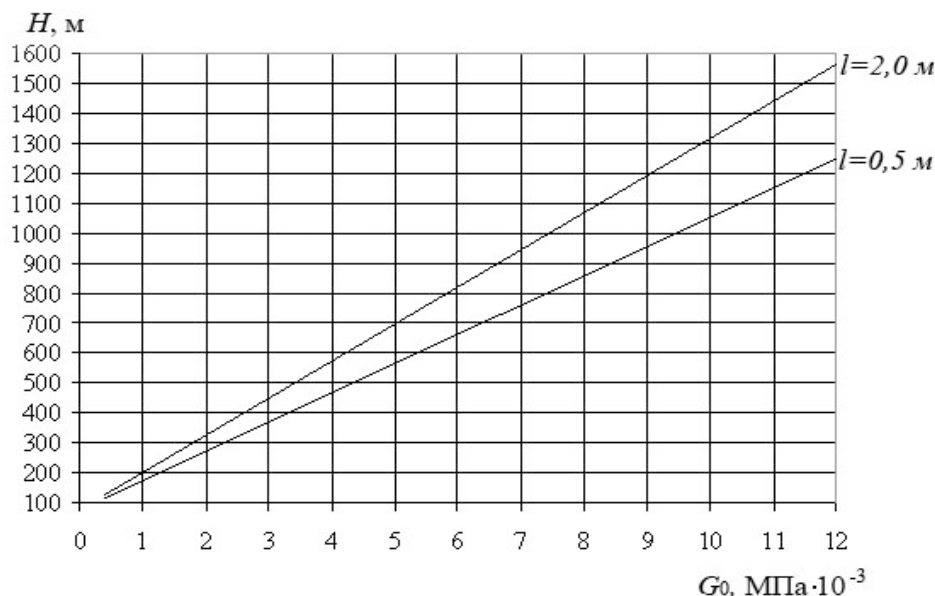


Рис. 3. Область применения монолитной бетонной крепи класса В 15 толщиной 250 мм в сочетании с анкерами при длине анкеров 0,5 и 2,0 м

На рис. 4 представлены графики зависимости параметров K_B , K_t и $K_{анк}$ от модуля сдвига пород вмещающего массива G_0 .

Из рис. 4 следует вывод, что при проектировании мер по повышению несущей способности монолитной бетонной крепи вертикальных стволов в первую очередь должна рассматриваться возможность увеличения класса бетона. Увеличение толщины крепи в рассмотренном диапазоне условий малоэффективно и может быть рекомендовано только в слабых породах ($G_0 < 2000$ МПа). В остальных случаях после исчерпания возможностей по варьированию прочности бетона целесообразно производить анкерное упрочнение породного массива.

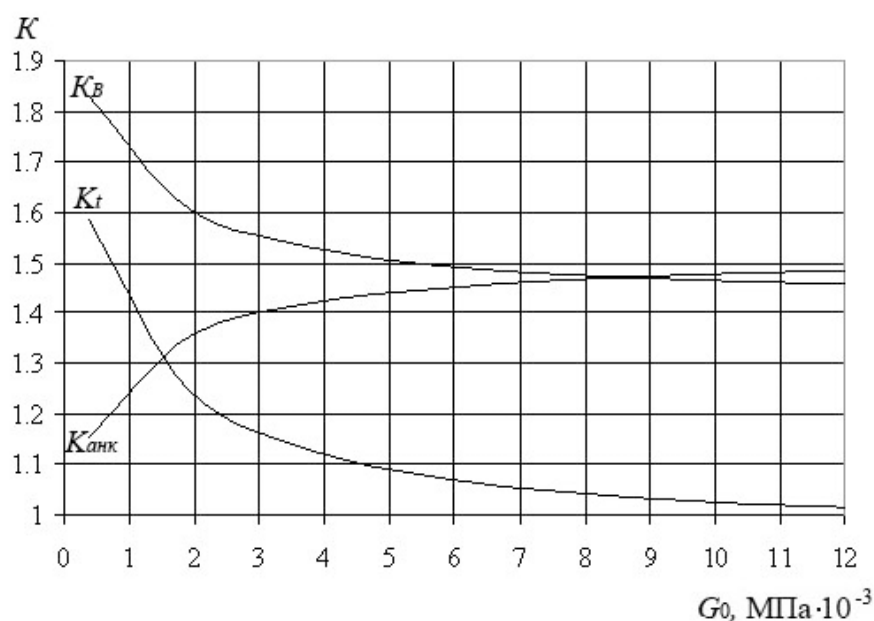


Рис. 4. Эффективность рассмотренных способов повышения несущей способности крепи в различных условиях

В заключении следует отметить, что выполненное исследование, хотя и основано на современных аналитических методах расчета крепи, содержит ряд допущений и не учитывает влияние многих факторов. В частности формулы (1) и (3) содержат эмпирические коэффициенты α^* и β , методика определения которых требует дальнейшего совершенствования. Рассмотрение породного массива, упрочненного анкерами, как квазиоднородного, является довольно условным. В представленных расчетах не учитывается слоистость и трещиноватость породного массива, а также неоднородность самой крепи. Большое значение на несущую способность крепи оказывает технология работ и последующие условия эксплуатации.

В настоящее время методы расчета крепи постоянно совершенствуются, используется все более сложный математический аппарат и методы механики твердого тела, позволяющие исключить ряд указанных выше несоответствий аналитической модели реальным условиям. Однако разработка единой методики проектирования крепи вертикальных стволов, учитывающей все стадии строительства и эксплуатации сооружения и основанной на применении научно обоснованных ресурсосберегающих способах крепления, остается актуальной задачей строительной геотехнологии.

Библиографический список

1. Инструкция по расчету и применению облегченных видов крепей с анкерами в вертикальных стволах. – Харьков. ВНИИОМШС, 1990. – 75 с.
2. Булычев Н.С. Механика подземных сооружений. Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1994. – 382 с.

© Борщевский С.В., Кавера А.Л., Торубалко Д.Т., Плешко М.С., 2008

V. HUDEČEK (VŠB-Technical University of Ostrava), O. MOROZ (DonNTU)

RESULTS OF MEASUREMENTS OF SOME FORECAST INDICATORS AND PREVENTION OF THE EXTRACTED FACE No. 065 632

In the article, evaluation results obtained from the area of the face No. 065 632 in the Paskov Mine in the Ostrava-Karviná Coalfield are presented. This is a case of a face operated in the years 2005-2006. It was classed as with the 2nd coal and gas outburst hazard degree. Basic parameters of the seam and the area of the mentioned face, the method of gas drainage, volumes of gas drained during face operation are provided. A separate part is formed by the evaluation of the level of coal and gas outburst forecast, by preventive measures applied to reduce hazards and the successfulness of the measures. The area of the face evaluated is shown in the figure, in which the situation of gas drainage boreholes and an area effectively infused are there too. As well, examples of the evaluation of forecast indicators from mine workings driven in the evaluated area of the face in a form of 2D graph are given. Because measured values of forecast indicators obtained in the course of mining of the face No. 065 632 have not been evaluated yet, any 3D graph is not included.

Introduction

General characteristics of problems of coal and gas outbursts in the Czech Republic are described in /1/. We acquainted the reader with coal deposits of the Czech Republic, the geographical position of the deposits, and we specified problems of hard coal mining in the Ostrava-Karviná Coalfield. The evaluation of a geomechanical event, namely coal and gas

outbursts, was included. This article is a continuation of /1/ and presents some measurement results obtained from the specific face No. 065 632 in the Paskov Mine (company OKD a.s.).

Characteristics of the Face No. 065 632

The face was situated in the 2nd mine field of Staříč plant of the Paskov Mine. The seam 065 (18), in which the face was extracted, belongs stratigraphically to the Upper Petřkovic Member of Ostrava Formation. The mode of deposition was, from the point of view of tectonic division, considerably complicated. The dip of strata moved from 15 to 20°; in the vicinity of tectonic faults, the dip increased up to 25-30°. The thickness of the seam showed variability; it moved from 95 to 115 cm. The face No. 065 632 was developed by driving the heading No. 065 3632, the haulage gate No. 065 5231 and the return airways Nos. 065 4233 and 065 7233/1. The length of the face along the strike was about 370 metres. The original length of the face was 196 m and in the course of mining operations shortened to 110 m /2/.

The face was extracted by using the longwall retreating system with controlled caving; hydraulic props of SH series being applied. For coal removing, a plough system PL 82 was used. The situation of the face is illustrated in Fig.1.

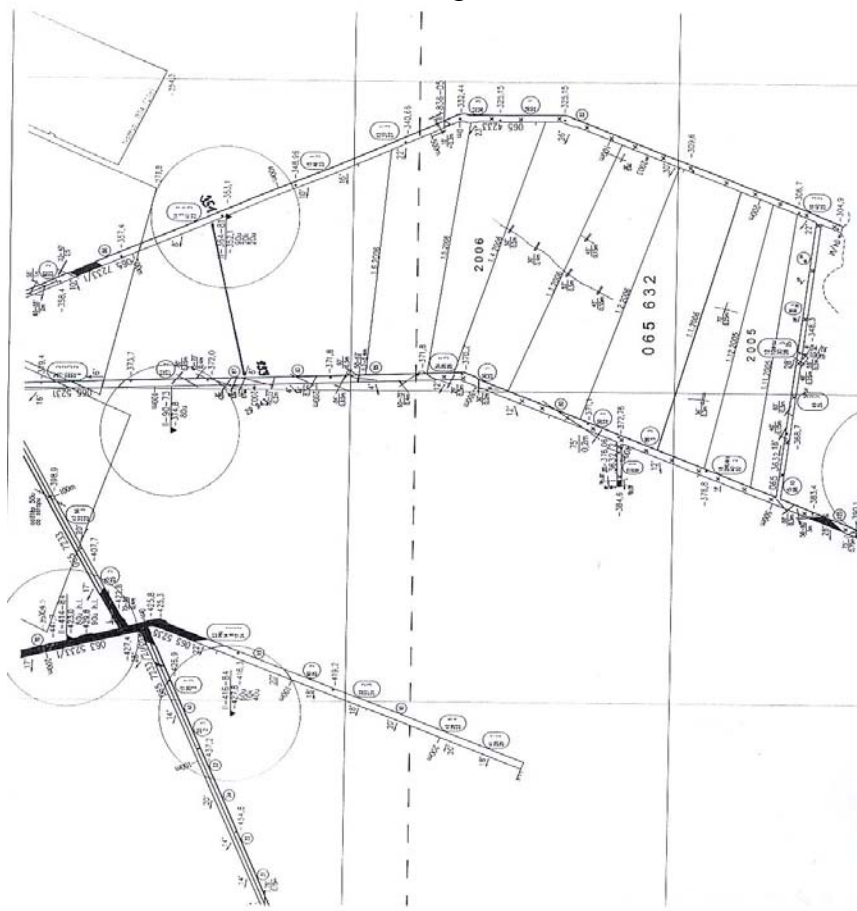


Fig. 1. A situation in the face No. 065 632

A Coal and Gas Outburst Forecast for the Face No. 065 632

A continuous forecast was carried out in accord with the Decision of District Mining Authority in Ostrava, ref. No. 3895/2002 /3/.

In places of changes in the geological conditions, at an advance of the face of 3m as a maximum, this forecast was made in 4 boreholes, always in 2 boreholes located 0.5-2 m from both the sides of the tectonic fault.

Merely in a single case the final values of continuous coal and gas outburst forecast exceeded the allowable limit and inducer shot firing had to be employed. The measured val-

ues of continuous forecast (gas pressure and desorption rate) from all development workings developing the face No. 065 632 were processed graphically into 2D graphs and evaluated. In Figs. 2 and 3 there are examples of processing these graphs for the heading No. 065 3632.

The distribution of gas pressure and desorption rate is shown in a 3D graph /5/. For this face, such a graph is under construction, and that is why it is not included into this article.

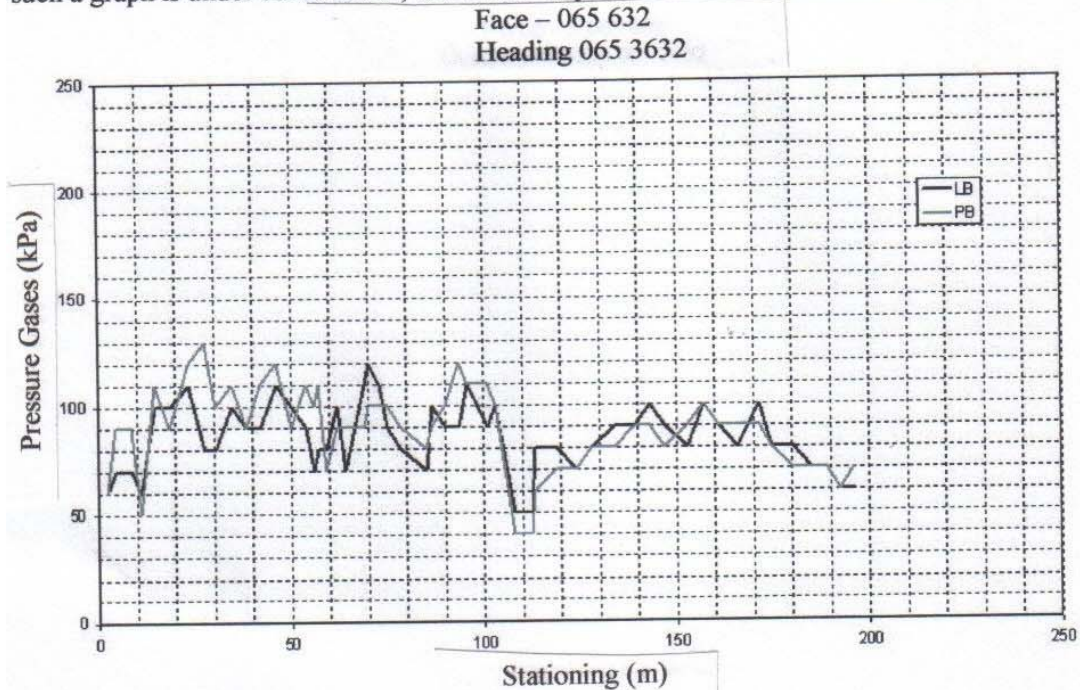


Fig. 2 The graph of measured values of gas pressure along the length of heading No. 065 632

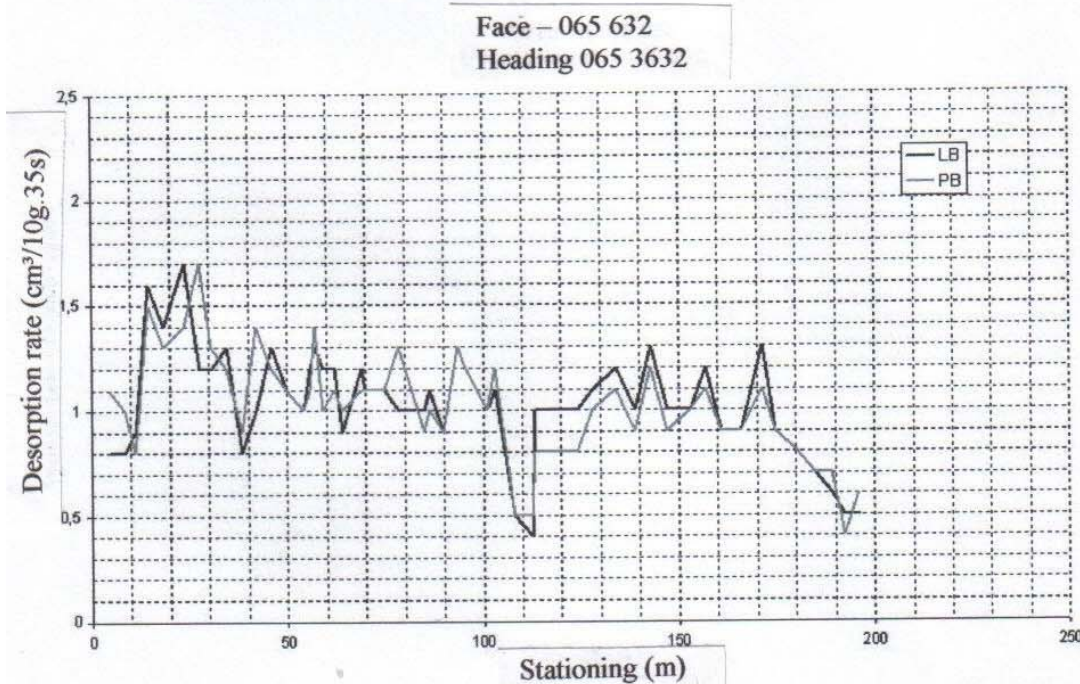


Fig. 3 The graph of measured values of desorption rate along the length of heading No. 065 632

Gas and Coal Outburst Prevention in the Face No. 065 632

In the course of mining of the face No. 065 632, one kind of active outburst prevention, i.e. the water infusion of a coal pillar with water injected at high pressure, was used.

The water infusion was performed from the haulage gate and upcast airway by means of long water infusion boreholes (LWIB). LWIBs were spaced maximally 10 m from each other. The water infusion by LWIBs was always executed at least 30 m ahead of the coal face. About 65% of the total face area was infused by means of the long water infusion boreholes. In Fig. 4 the area effectively infused by long boreholes is delimited.

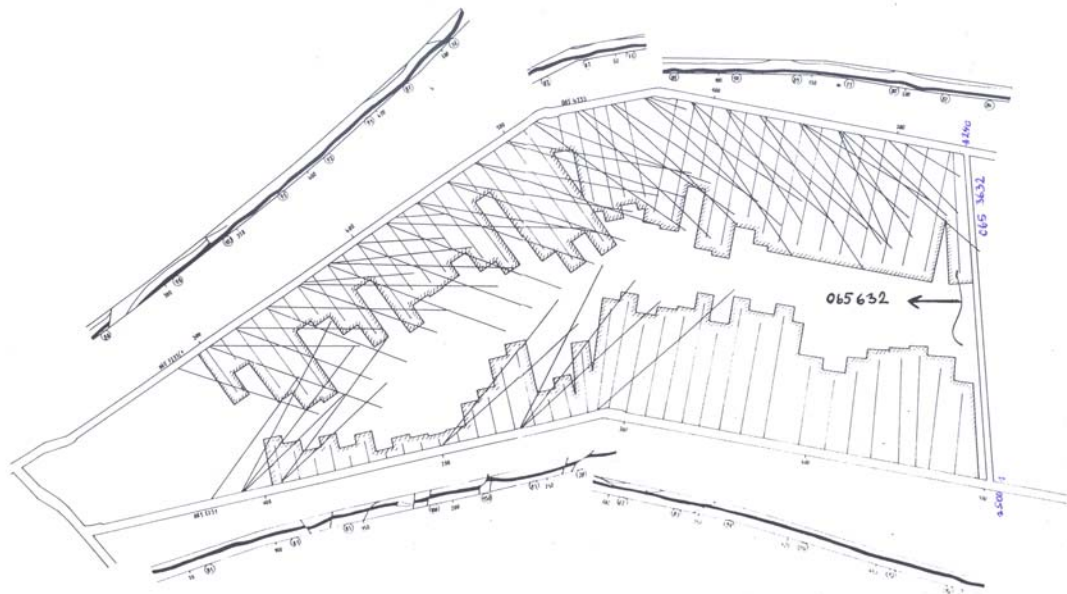


Fig. 4. The situation of gas drainage boreholes and the area effectively infused by long boreholes in the face No. 065 632

In the remaining, non-infused parts of the face, where LWIBs from face gates did not reach, coal and gas outburst prevention was ensured by water infusion boreholes of medium length which were drilled from the face frontally into the coal pillar. The spacing of these breast boreholes was 6 m as a maximum; the length of these boreholes was 8 m.

In both the cases, i.e. in LWIBs as well as breast boreholes, the amounts of water injected into the water infusion boreholes were calculated according to relations given in the Guidelines (working rules) of 1990, adopted by the Paskov Mine in full extent.

The face was developed from the heading, which was driven in the close vicinity of the overburden (to 10 m). With reference to the previous experience in the operation of mine workings near the contact between the overburden and the Carboniferous, a possibility of occurring some gas and other anomalies in the course of starting face exploitation was highly probable. However, these preconditions were not confirmed, especially thanks to thoroughly performed prevention in a form of high-quality water infusion of the coal pillar.

A geomechanical anomaly occurred as late as the 25th of June 2006, in the course of mining in the given face No. 065 632.

Geomechanical Event Description

During the removal of coal from the place of tectonic faults, sudden coal pillar spalling occurred 54-58.5 m from the haulage gate. At this event, a face scraper conveyer was shifted by about 20 cm towards the face caved area and increased methane emissions from the space

of coal pillar appeared. In the stated section, the coal pillar together with about 20 cm of the immediate roof shifted by approximately 20-30 cm towards the caved area. This geomechanical event was connected with the abutment pressure that was in the point of tectonic fault transferred from the caved area of the face towards the coal pillar. A spalled rock did not reach over drag conveyer sidewalls as far as the conveyer track and was removed by the face conveyer to the 22 m stationing in the direction of haulage, i.e. until current interruption and conveyor stopping. This geomechanical event was not evaluated as outburst event /4/.

As for measures, stress-relief blasting was proposed. The length of borehole was determined at 5 m, the weight of charge at 2 kg/hole, the length of stemming at 1.6 m. The area of measurement in the frame of coal and gas outburst local forecast in the presence of engineering supervisor was extended. The supervisor logged measurement results into a field record book, and further mining operations in the area of this tectonic fault were performed without presence of any people.

In the same section, critical values of local forecast were exceeded; inducer shot-firing was done as a result of which the outburst was not induced.

A sketch of place of geomechanical event occurrence is presented in Fig.5.

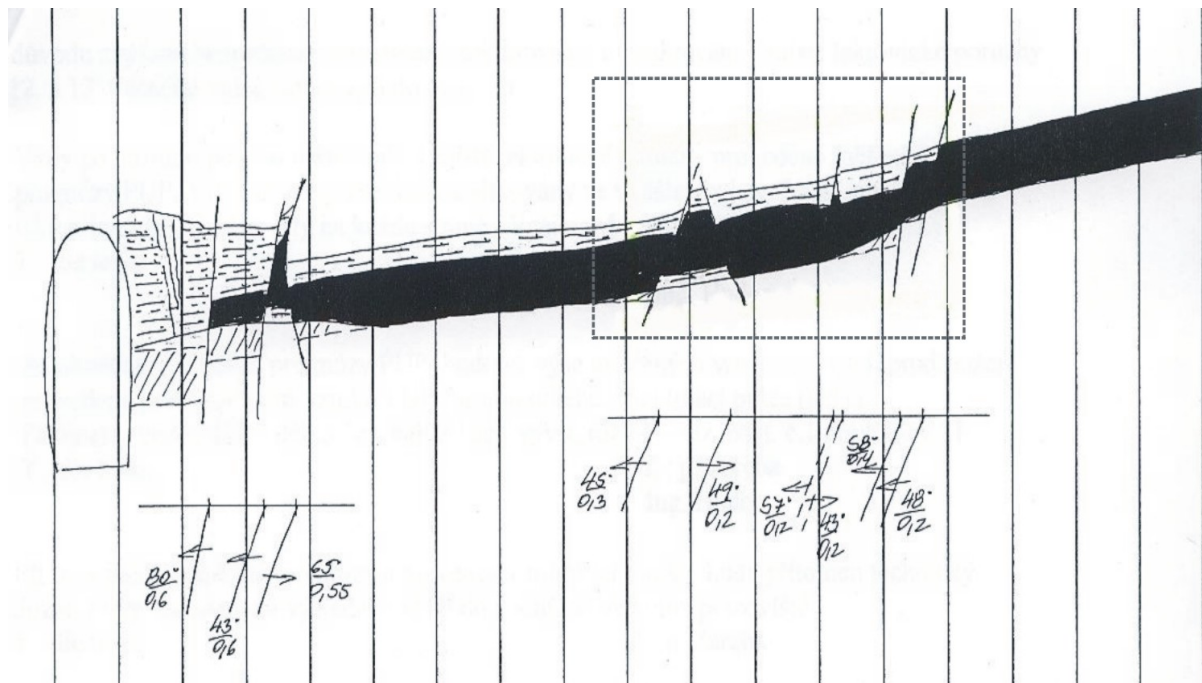


Fig. 5. A tectonic situation in the place of coal pillar spalling in the face No. 065 632

Gas Drainage of Face No. 065 632

For the given face, the gas emission rate in the amount of $15\,000\text{ m}^3\text{ CH}_4\cdot\text{day}^{-1}$ per daily output of 800 t of coal and the gas drainage efficiency of 50% was forecast according to the gas drainage plan. The gas removal from the face was designed to be implemented by boreholes drilled from the return airway and the haulage gate into the face roof. Along the haulage gate No. 065 5231, boreholes were drilled singly, in pairs or triples with the spacing of drilling rig locations of 40 m and the length of boreholes of 80-90 m. Along the return airways Nos. 065 4233 and 065 7233/1, the spacing was shortened to 20-25 m. Altogether, 5 530 m of gas drainage boreholes in 31 drill-sites were planned; the performed metrage amounted to 5 151 m.

The situation of gas drainage system is illustrated in Fig. 4. The best results of gas drainage of the given face were achieved in the months of March and June 2006, when 20 503 m³ CH₄ day⁻¹ were exhausted at the average production of coal of 379 t.day⁻¹. During the remaining period of coal mining, 3 381 – 18 805 m³ CH₄ day⁻¹ were exhausted. As follows from the values of gas drainage from the gates Nos. 065 5231 and 065 7233/1, the gas drainage of the face in the phase of run to the stop was ensured by boreholes producing methane even in the period after finishing the mining operations (gas drainage of 1 800 m³ CH₄ .day⁻¹).

Releasing the Methane from Active Coal Mines into the Air

In the case of active mines, methane escaping from coal seams or immediate roofs and floors is diluted with fresh air and released into the atmosphere, and participates in the greenhouse effect, or is drawn from the mine on purpose and is used industrially (gas drainage). By gas drainage, gases are drawn from the seams by gas drainage boreholes into the gas drainage pipes that are connected to a gas drainage station located on the surface of underground mine. The methane is exhausted by means of underpressure to the surface, where it can be industrially used by the mining company itself or can be supplied to the distribution network for other users.

Gas drainage reduces the negative impact of released methane on the atmosphere and is an important aspect of economics of mining company and is also a measure that favourably influences the mining operations in areas endangered by coal and gas outbursts.

The mining company OKD, a.s. concerning with the underground mining of hard coking coal pays great attention to problems of utilisation of Carboniferous gas that is used as equivalent of natural gas from the point of view of energy as well as ecology.

At present, the drainage of gas from the gas-bearing rocks in mined faces is introduced for the reason of safety in the sense of reducing the emissions of Carboniferous gas into mine workings and, on the other hand, for the benefit of effective use of methane as energy source.

The observed face No. 065 632 in the Staříč Mine is, in terms of problems of outbursts, classed as with the 2nd degree of coal and gas outburst hazard.

With reference to the fact that the above-mentioned face in the Staříč Mine is classified, from the point of view of gas conditions and methane emissions, as a face with a higher CH₄ gas capacity, this increased gas capacity must be dealt with by means of gas drainage.

The Kyoto Protocol has created a completely new, rapidly growing branch of business leading to the reduction of greenhouse gas emissions and climatic change prevention. The company New World Resources (NWR), which is the 100% owner of the company Ostrava-Karviná Mines (OKD), established a joint enterprise for the area of methane capture, production and treatment by means of combination of companies OKD, DPB and the company Green Gas International Limited.

The new joint enterprise Green Gas International B.V. will specialize in capturing methane from coal mines and waste landfills.

In the hard coal mines of the Ostrava-Karviná Coalfield, it is the organization DPB Paskov, which put its first cogeneration unit for electrical energy and heat generation from the mine gas into service in the year 2005, that has been concerned with the ensuring of prevention of gas outburst hazard and with the gas drainage of further mine fields since the year 1960. In addition, DPB also runs 130 kilometres of gas pipelines through which it supplies about 70.10⁶ m³ of mine gas to industrial users annually.

The cogeneration unit of 580 kW output supplies electricity into the distribution system by means of Ostrava-Karviná Mines, Energetika. The heat generated is utilised for hot water heating and heating the buildings of OKD, DPB. As a fuel for the engine of the cogeneration unit, the mine gas from closed or active mines is used. In Figure 6 a photo of cogeneration unit of 580 kW output is there.

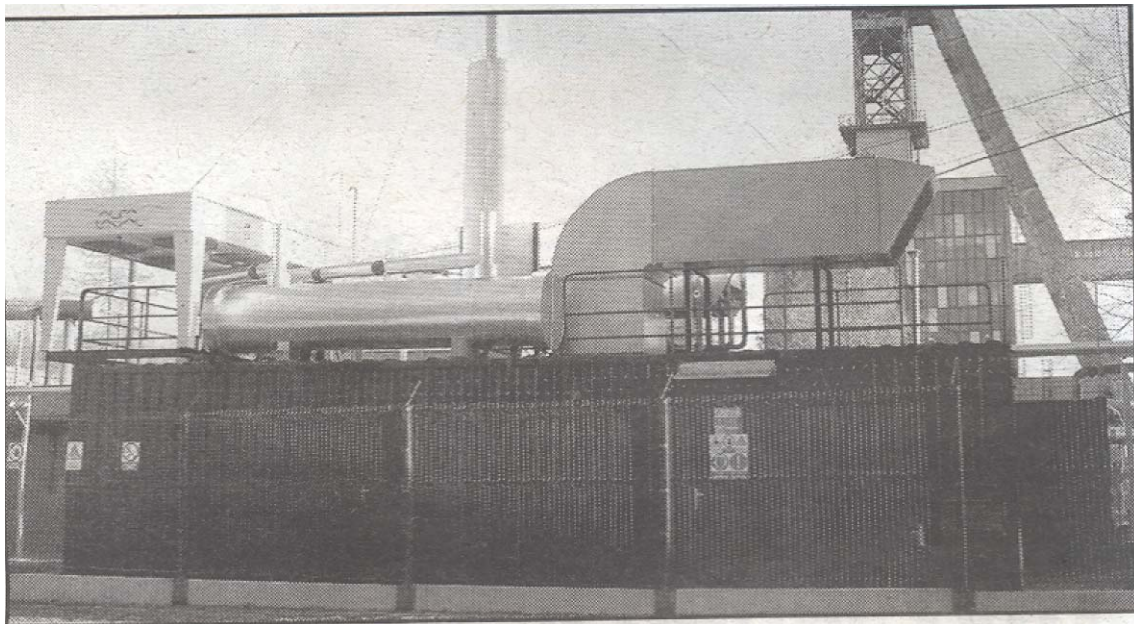


Fig. 6. The cogeneration unit for the utilization of gas drained from underground mines

Conclusion

The data acquired from the operation of the face No. 0605 632 are utilized in the area of outburst preventive measures mitigating the hazard of this anomalous event as well as in the economic area. The gas drainage of chosen areas of faces of OKD, Paskov Mine, Staříč plant, classed as with the 2nd coal and gas outburst hazard degree is necessary owing to high gas capacities of coal seams. The recovery of these gases is of significant economic benefit to this mine.

The contribution was prepared thanks to financial support provided by the grant project No. 105/05/0013.

References

1. **Hudeček, V., Michalík, P.:** The problems of coal and gases in the Czech Republic in the Paskov Mine. 4th International Workshop on Earth Science and Technology, Japan-Fukuoka 2006, pp. 467-474.
2. **Zíta, E.:** Prováděcí projekt II° dobývání porubu č. 065 632 (Operative project). Ostrava 2005.
3. Rozhodnutí OBÚ v Ostravě č.j.3895/2002, Instrukce pro doly s nebezpečím průtrží hornin a plynů (Decision of District Mining Authority in Ostrava Ref. No. 3895/2002, Instructions for Mines Exposed to Rock and Gas Outbursts)
4. **Láník, L.:** Zápis z fárání do porubu č.065 632 dne 25.6.2006 a doplněk k technologickému postupu pro dobývání tohoto porubu (Field record on the face No. 065 632 on June 25, 2006 and supplement to the operating schedule for mining this face).
5. **Sojka, R.:** The Influence of Stress-Deformation Condition in the Surroundings of Face on the Measured Parameters of Continuous Forecast of Coal and Gas Outbursts. Mineral Raw Materials and Mining Activity of the 21st Century 2003, Ostrava pp. 121-130.

© V. Hudeček , O. Moroz, 2008

УДК 622.537.86

ВОЛОШИНА Н.И. (ИФГП НАН Украины)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ УГОЛЬНОГО МАССИВА НА ЭНЕРГИЮ АКТИВАЦИИ ДЕСОРБЦИИ МЕТАНА

Приведены исследования влияния вида напряженного состояния угля на кинетику десорбции метана. Разработан критерий, характеризующий механизм разрушения угля по изменению энергии активации десорбции метана, который положен в основу контроля эффективности способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа.

Одной из основных проблем, с которой продолжают сталкиваться горняки при подземной угледобыче, остаются внезапные выбросы угля и газа. Для их предотвращения разработаны соответствующие параметры ведения проходческих и очистных работ, а также способы активного управления газодинамическим состоянием угольного пласта [1-4]. Важным элементом любого способа предотвращения внезапных выбросов угля и газа является контроль эффективности выполненных противовыбросных мероприятий.

В соответствии с [1] контроль эффективности применения способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа осуществляют по динамике начальной скорости газовыделения и регистрации акустического сигнала при воздействии на угольный массив [1, 4]. Указанные способы имеют широкое распространение и обеспечивают достаточный уровень безопасности при оценке эффективности противовыбросных мероприятий. Тем не менее, после противовыбросной обработки опасных участков, выявленных прогнозом, контроль эффективности допускает ошибки первого рода. Это связано с тем фактом, что применяемые способы предотвращения выбросов не обеспечивают разрушение порового объема угля, в частности, закрытой пористости, которая является основным аккумулятором метана [5-7]. Частичная разгрузка от горного давления вызывает незначительное упругое восстановление и способствует развитию систем трещин с невысокой плотностью, но достаточной для того, чтобы способы контроля фиксировали эффективность данного мероприятия. Для исключения таких ошибок необходимы методы, позволяющие оценивать повреждаемость поровой структуры угля при применении противовыбросных мероприятий для данного участка пласта в конкретных горно-геологических условиях.

Прежде чем оценивать степень влияния применяемых противовыбросных мероприятий на газодинамическую активность угольных пластов необходимо исследовать связь между параметрами десорбции метана из угольного массива и его геомеханическим состоянием. Это связано с тем, что основным условием развития выброса угля и газа является разгрузка части газонасыщенного угольного массива от горного давления, причем это должно выполняться в виде приложения растягивающих напряжений по линии минимального напряжения к действующему ортогонально максимальному напряжению. Оптимальным условием, способствующим развитию волны разгрузки, является соотношение главных напряжений в угольном массиве, обеспечивающих формирование обобщенного растяжения ($\sigma_1 = \sigma_2, \sigma_3 = 0$). В противном случае дополнительные растягивающие напряжения создадут условия $\sigma_1 > \sigma_2, \sigma_3 \neq 0$ и сформируют геомеханическое состояние обобщенного сдвига.

Основными параметрами изменения механического состояния физической системы «угольный пласт» в призабойной зоне принимаются три главных напряжения: $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$, из которых σ_1 - максимальное сжимающее напряжение, действующее по направле-

нию нормали к пласту, σ_2 — промежуточное главное напряжение, действующее вдоль линии забоя, σ_3 — минимальное сжимающее напряжение, действующее по нормали к плоскости пласта, и три главных деформации $\varepsilon_1, \varepsilon_2, \varepsilon_3$, действующие по тем же направлениям, параметры Надаи—Лоде $\mu_\sigma, \mu_\varepsilon$, характеризующие вид напряженного и деформационного состояния.

На основе имеющихся экспериментальных данных и теоретических исследований [8] о процессах нагружения и деформирования малопрочного угольного пласта в призабойной зоне выделяются три характерных участка различного объемного нагружения и различного механического состояния. Для первого участка объемного нагружения угольного пласта в глубине массива вне зоны влияния выработки используется гипотеза о геостатическом напряженном состоянии. В соответствии с полученными соотношениями между главными напряжениями параметр Надаи-Лоде для этой зоны равен - 1, что свидетельствует о виде объемного напряженного состояния - обобщенное сжатие. Для второго участка объемного нагружения угольного пласта в глубине массива, где осуществляется начало частичного разрушения и сжимающие напряжения σ_1, σ_2 и σ_3 достигают своих наибольших значений, величина μ_σ значительно отличается от единицы и приближается к нулю. Это свидетельствует о том, что на втором участке нагружения угольного пласта вид напряженного состояния близок к обобщенному сдвигу.

Естественно, что протекание геомеханических процессов осуществляется не только на первом и втором участках нагружения, но и непрерывно в каждом элементе угольного пласта между ними. Эта зона угольного пласта может быть названа зоной влияния выработки при активном нагружении. Протекание процессов нагружения и деформирования угольного пласта в ней осуществляется таким образом, что непрерывно возрастает нагруженность системы (увеличиваются компоненты сжимающего напряженного состояния) и вид объемного напряженного состояния изменяется от обобщенного сжатия до обобщенного сдвига.

Третьим участком объемного нагружения угольного пласта является часть забоя, где минимальное сжимающее напряжение стремится к нулю, а соотношение между двумя другими главными напряжениями зависит от условий разрушения угольного пласта на участке между второй и третьей зонами нагружения. Для угольных пластов максимальное сжимающее напряжение σ_1 на кромке забоя в отдельных случаях может снижаться до уровня промежуточного главного напряжения σ_2 , что свидетельствует о реализации обобщенного растяжения.

Зона угольного пласта между вторым и третьим участками нагружения называется зоной предельного состояния. Изменение механического состояния и прочности угольного пласта в зоне предельных состояний происходит наиболее интенсивно. Сопротивление нагрузкам, действующим со стороны пород кровли, все время падает, и свободная поверхность угольного пласта перемещается в сторону очистного забоя. Все это способствует развитию процесса деформирования, и естественно ожидать, что может произойти интенсивное разрушение. Угольный пласт сначала разрушается частично в зоне максимальных сжимающих напряжений, а затем доразрушается в зоне предельных состояний с изменением вида напряженного состояния от обобщенного сдвига до обобщенного растяжения.

Для выявления степени влияния вида напряженного состояния, определяющего механизм разрушения угольного массива на параметры десорбции метана – коэффициенты диффузии и энергии активации в ИФГП НАН Украины были проведены исследования на угле пласта k_3 – «Дерезовка» шахты им. Ф.Э. Дзержинского. Эксперименты выполнялись на угольных образцах кубической формы и размером ребра 5,5÷6,0 см, подвергшихся деформированию на установке неравнокомпонентного трехосного сжатия

по трем различным схемам. Первая схема моделировала обобщенное сжатие ($\mu_\sigma = -1$) $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma_3 = 25,0 - 50,0$ МПа с одновременной разгрузкой по трем граням. Разрушение образца при этой схеме не происходило.

Вторая схема моделировала условия обобщенного сдвига ($\mu_\sigma = 0$). Параметры нагружения: $\sigma_1 > \sigma_2 > \sigma_3$, где $\sigma_1 = \sigma_{np}$, $\sigma_2 = \sigma_1 / 2$, $\sigma_3 = \sigma_{сж}$. Третья схема соответствовала обобщенному растяжению ($\mu_\sigma = 1$). Параметры нагружения: $\sigma_1 = \sigma_2 > \sigma_3$, $\sigma_1 = \sigma_{np}$, $\sigma_3 = \mu H$ и уменьшением σ_3 до нуля. После нагружения из каждого угольного образца отбирались две фракции с размером частиц $R = 0,25 - 0,5$ и $R = 2 - 2,5$ мм в количестве не менее 10 гр. и по разработанной методике [5] определялись исследуемые параметры. На рис. 1 представлены типичные зависимости десорбции метана из двух фракций при температуре 25°C .

Аналогичные кривые были получены и при $t = 50^\circ\text{C}$. Отличие заключалось только в исходном количестве метана в угольных фракциях и скорости потери массы. Используя результаты по десорбции метана, рассчитывали коэффициенты диффузии для каждой схемы нагружения и определяли энергию активации выхода метана из угля (рис. 2).

Анализ приведенных на рис. 2 результатов показывает, что в первые 25 - 50 минут для всех трех схем нагружения энергия активации минимальна, что с учетом зависимостей на рис. 2 свидетельствует о выходе метана из открытых пор, объем которых для исследуемого угля составляет не более 20 % от общей пористости. В интервале времени 50 - 350 минут энергия активации для обобщенного сжатия и разрушения сдвигом практически остается постоянной.

Уменьшение в 1,5-1,7 раза уровня энергии активации при разрушении их сдвигом связано с большей степенью нарушенности системы закрытых пор по сравнению с обобщенным сжатием. Однако наибольшие изменения энергии активации наблюдаются при разрушении угольного образца отрывом, что связано с увеличением доли открытой пористости за счет превращения значительной части пор в трещины (рис. 2, кривая 3). В течение первых 70 минут энергия активации имеет минимальные значения среди трех механизмов деформирования, поскольку она определяется фильтрацией метана из сформировавшейся системы трещин. В дальнейшем энергия активации возрастает и становится выше, чем у исходных образцов, что свидетельствует о высокой повреждаемости системы закрытых пор, аккумулирующих до 60 % объема метана [9].

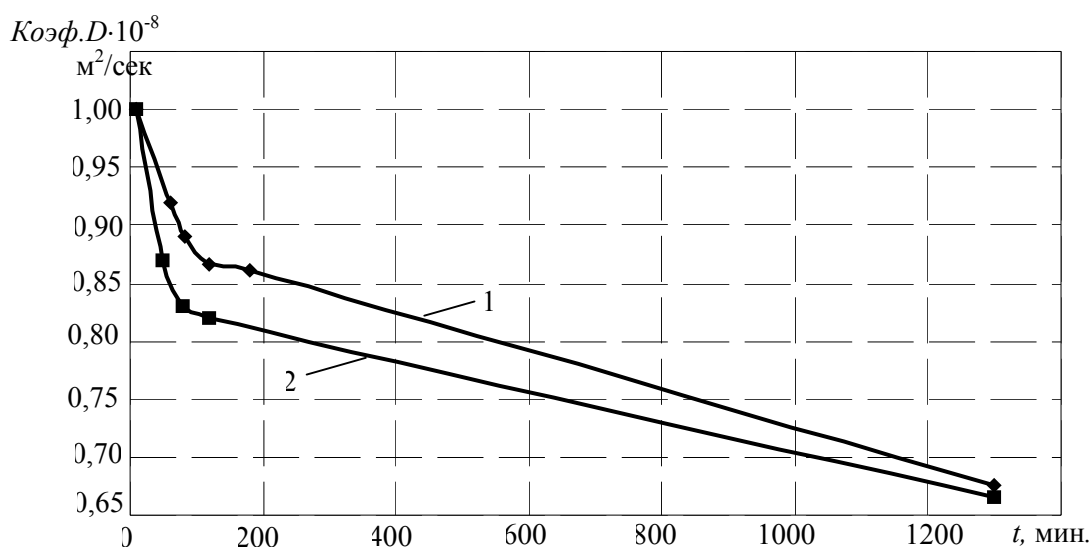


Рис. 1. Десорбция метана из угольных частиц: 1 – $R = 2 - 2,5$ мм; 2 – $R = 0,25 - 0,5$ мм.

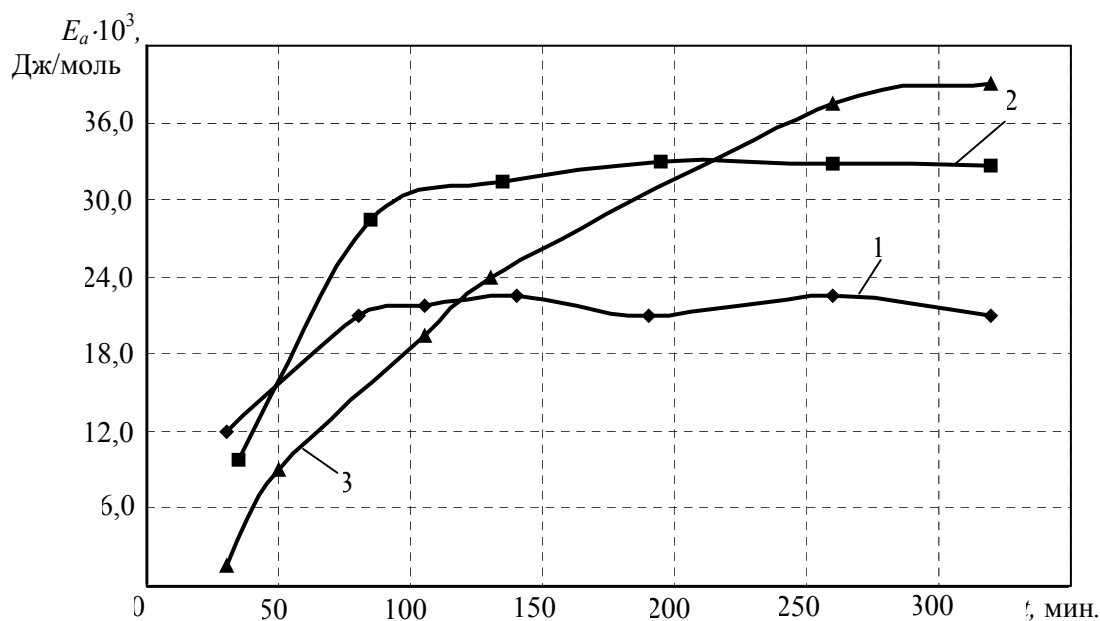


Рис. 2. Изменение энергии активации выхода метана E_a во времени в зависимости от схемы деформирования угля: 1 – обобщенное сжатие; 2 – разрушение сдвигом; 3 – разрушение отрывом.

Используя результаты исследований, приведенных на рисунке 2 построены зависимости (рис. 3) $E_a = f(\mu_\sigma)$ для двух времен десорбции метана из угля – при $t = 50$ мин. и при $t = 250$ мин.

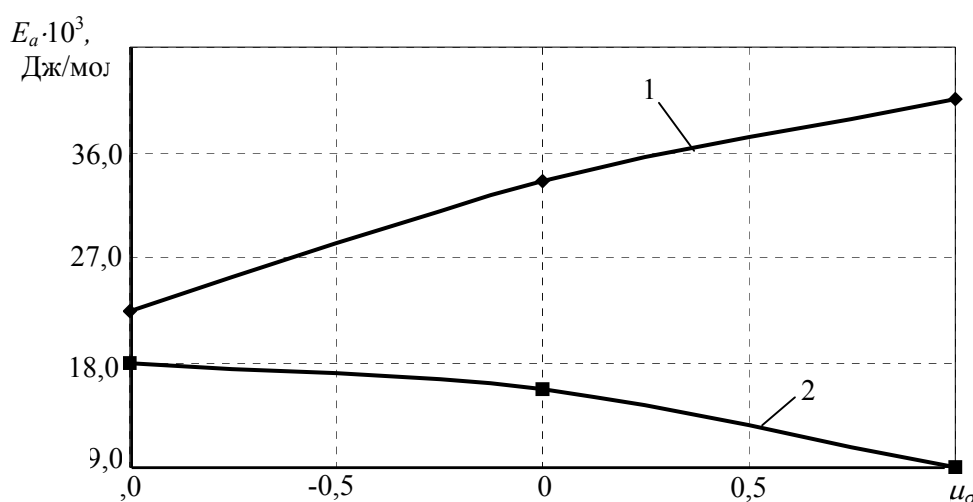


Рис. 3. Изменение энергии активации выхода метана E_a в зависимости от вида напряженного состояния угля при $t = 250$ мин. (1) и при $t = 50$ мин. (2).

Анализ установленных закономерностей позволил впервые обосновать критерий, характеризующий вид напряженного состояния (механизм разрушения), в котором находится угольный массив по отношению $K_e = \frac{E_{a_{t=250\text{мин}}}}{E_{a_{t=50\text{мин}}}}$. Получено, что пласт k_3 «Дерезовка» при значениях критерия $1,2 \leq K_e \leq 1,5$ находится в условиях обобщенного сжатия, при $1,8 \leq K_e \leq 2,5$ - в условиях обобщенного сдвига, а при $3,0 \leq K_e \leq 4,5$ - в ус-

ловиях обобщенного растяжения. Таким образом, производя определение при двух временах десорбции величины энергии активации десорбции метана из угля, отобранного в любой части угольного массива, можно прогнозировать геомеханическое состояние угольного массива.

Поскольку целью многих способов предотвращения внезапных выбросов угля и газа является перевод угольного пласта в невыбросоопасное состояние посредством воздействия на трещиновато-пористую структуру угольного вещества, способствующего переходу закрытых пор в трещины, то показатели энергии активации выхода метана могут свидетельствовать и об эффективности проведенных противовыбросных мероприятий. Среди таких мероприятий по своей физической сущности может быть увлажнение угольного пласта водными растворами поверхностно активных веществ. Степень влияния физически связанной влаги на деформационное состояние и механизм разрушения угольного массива установлена в работе [10].

Из изложенного можно сделать следующие выводы:

- смена вида напряженно-деформированного состояния призабойной части угольного пласта от обобщенного сжатия до обобщенного растяжения приводит к изменению энергии активации десорбции метана и характеризует степень выбросоопасности.

- впервые разработан критерий для оценки эффективности противовыбросных мероприятий, основанный на изменении энергии активации десорбции метана из угольного пласта.

Библиографический список

1. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ: СОУ 10.1.00174088.011-2005 [Чинний від 2006-04-01]. – К.: Мінвуглепром України, 2005. – 224 с. – (Стандарт Мінвуглепрому України).
2. Запобігання раптовим викидам вугілля і газу в разі виймання крутих вугільних пластів щитовими агрегатами: СОУ 101.00171144.004-2004. – [Чинний від 2004-06-30]. – К.: Мінпаливенерго України, 2004. - 14с. – (Стандарт Мінпаливенерго України).
3. **Кольчик Е.И.** Определение технологических параметров проведения выработки, обеспечивающих снижение выбросоопасности призабойной части крутых пластов Донбасса: автореф. дис. на соискание науч. степени канд. техн. наук: спец. 05.15.02 «Подземная разработка месторождений полезных ископаемых» / Е.И. Кольчик. - Донецк, 1984. – 17с.
4. Руководство по применению на шахтах Донбасса акустических способов контроля состояния призабойной части выбросоопасного пласта. - Макеевка-Донбасс, 2002. – 60с.
5. **Стариков Г.П.** Энергия активации диффузии метана – характеристика выбросоопасности и геомеханического состояния угольных пластов / Г.П. Стариков, Т.А. Василенко, Н.И. Волошина, З.Г. Пастернак // Физика и техника высоких давлений - Донецкий физико-технический институт НАН Украины. – 2003. - №4. - С. 107-113.
6. **Алексеев А.Д.** Метан в ископаемых углях / А.Д.Алексеев, Т.А. Василенко, Н.И. Волошина // Геотехническая механика: Межведомственный сборник научных трудов. Ин-т геотехнической механики НАН Украины. – 2003. - Вып. 42. - С. 186-198.
7. **Алексеев А.Д.** Численное моделирование выхода метана из угля с учетом волны разгрузки и раскрытия пористости при изменении напряжений / А.Д. Алексеев, Г.П. Стариков, А.Э. Филиппов // Проблемы гірничого тиску – ДонНТУ. – 2003. - Вып. 3. - С. 120-151.
8. **Норель Б.К.** Изменение механической прочности угольного пласта в массиве / Б.К. Норель. - М.: Наука, 1982. – 128с.
9. **Старіков Г.П.** Прогнозування нестійкості системи «вугілля-газ» при відпрацьовуванні викидонебезпечних вугільних пластів: автореф. дис. на здобуття наук. ступеня д-ра техн. наук: спец. 05.15.11 «Фізичні процеси гірничого виробництва» / Г.П. Старіков. - Донецьк., 2005. – 35с.
10. **Волошина Н.И.** Экспериментальная проверка параметров и технологии предотвращения выбросов при щитовой выемке / Н.И. Волошина, Г.П. Стариков // Вісті Донецького гірничого інституту: Всеукраїнський науково-технічний журнал гірничого профілю – 2004. - №2. - С. 66-73.

© Волошина Н.И., 2008

УДК 622.61

БУДИШЕВСКИЙ В.А., АРЕФЬЕВ Е.М., ХИЦЕНКО Н.В., МЕРЗЛИКИН А.В.
(ДонНТУ)

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ КАЧЕСТВА ОЧИСТКИ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ НОЖЕВЫМИ И ВИБРАЦИОННЫМИ ОЧИСТИТЕЛЯМИ

Проведен сравнительный анализ качества очистки конвейерных лент ножевыми и вибрационными очистителями с учетом связности примазки и неоднородности износа конвейерной ленты.

Проблема и ее связь с научными или практическими задачами. Решение проблемы эффективной очистки лент является одной из основных задач повышения надежности работы и снижения доли ручного труда при эксплуатации ленточных конвейеров. Налипший материал обуславливает нарушение нормального режима работы: интенсивный износ, повышение сопротивления движению конвейерной ленты и т. д., что приводит к пробуксовке, порыву и сходу ленты.

Среди очистных устройств конвейерных лент наибольшее распространение получили контактные скребковые и ножевые очистители за счет их более простой конструктивной реализации и обслуживания. Последние находят все большее распространение благодаря таким достоинствам как более высокая эффективность очистки и меньший износ ленты [1]. Вибрационные бесконтактные очистители практически не применяются, не смотря на то, что они обладают рядом весомых преимуществ по сравнению с контактными: исключение взаимного износа рабочей обкладки конвейерной ленты и рабочего органа очистителя, выведение рабочего органа очистителя из загрязненной зоны, меньшая зависимость от применяемых методов стыковки лент. Одной из причин ограниченного применения вибрационных очистителей является наряду с относительной сложностью конструкции проблематичность виброочистки ленты от связных грузов, к которым относится увлажненная мелкодисперсная горная масса [2].

Анализ исследований и публикаций. В работе Ю.Д.Тарасова [1], вводится понятие степени очистки φ , которая определяется как отношение суммарного количества примазок, удаляемых с ленты очистителем, к количеству примазок, образующихся на ленте. На основе исследования связи этого параметра с расходом лент, роликкоопор, смазочных материалов, электроэнергии, уровнем травматизма, объемом ремонтных работ установлено - зона оптимальных значений степени очистки ленты не должна превышать 0,7. Обеспечение значения $\varphi=1$, экономически нецелесообразно, так как требует существенных затрат, связанных с многоступенчатой очисткой.

В работе [2] на основании полученных зависимостей Гончаров С.А. делает вывод, что липкость связной горной породы всегда больше слипаемости и полностью очистить механическим способом конвейерную ленту от налипшей связной горной массы практически невозможно. Для полного удаления примазки необходимо прижимать рабочий орган очистного устройства к ленте с силой, достаточной для обеспечения непосредственного контакта между ними, что приводит к механическим повреждениям ленты. Следует отметить, что сравнительная оценка степени очистки конвейерных лент для различных типов очистных устройств в литературе [1,2] не проведена.

Постановка задачи. На основании вышеизложенного, актуальной является научно-техническая задача сравнительного анализа качества очистки конвейерных лент ножевыми и вибрационными очистителями.

Для этого следует:

1. Оценить объем неотделенной примазки при очистке ножевым очистителем с учетом неравномерности износа ленты.
2. Оценить возможность отделения частиц примазки различного размера под действием вибрации ленты, в том числе с учетом связности примазки.

Изложение материала и результаты. Главной причиной некачественной очистки конвейерных лент ножевыми очистителями является их неоднородный износ по длине. На практике конвейерная лента состоит из отдельных отрезков, каждый из которых, как правило, имеет различный износ - от минимального, для новых отрезков, до максимального - для предельно изношенных.

В процессе эксплуатации рабочая обкладка конвейерной ленты изнашивается по всей своей рабочей ширине $B' = 0.9B - 0.05$, где B - ширина ленты.

Величина износа является линейной функцией времени [1] и может быть аппроксимирована по ширине ленты параболой (см. рис. 1):

$$y = -\frac{4\Delta \cdot x^2}{B'^2} + \Delta, \quad (1)$$

где Δ - износ рабочей обкладки по центру ленты.

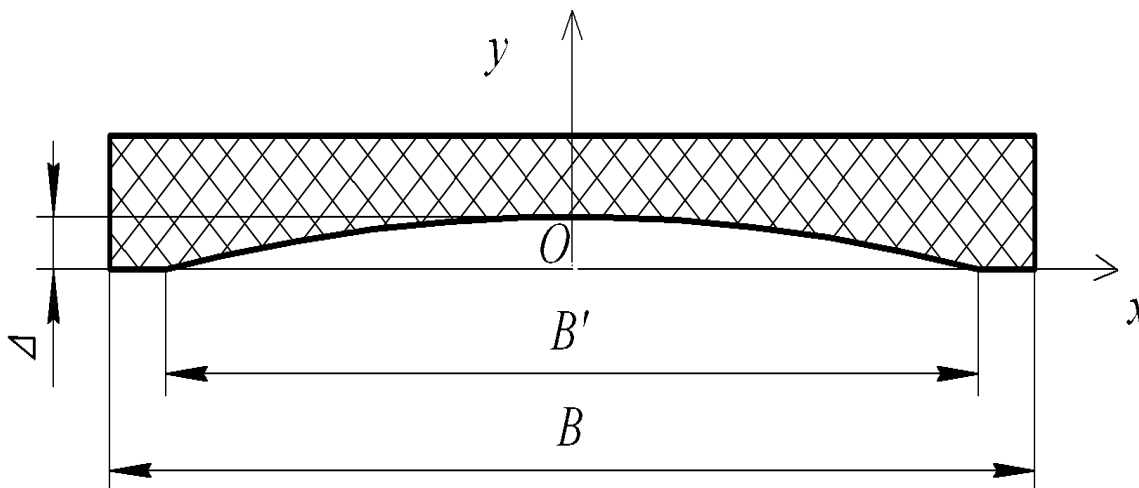


Рис. 1. Схема износа конвейерной ленты

Примем равномерное распределение вероятности срока службы отрезков конвейерной ленты от начального (соответствующего новой, неизношенной ленте с $\Delta = 0$), до конечного (соответствующего максимально возможному износу $\Delta = \Delta_{max}$) (рис. 2). Максимальный износ соответствует износу рабочей обкладки по центру ленты наиболее изношенного отрезка и может быть в пределах от 0 (все отрезки новые) до толщины рабочей обкладки δ' (есть как новые, так и предельно изношенные куски). Во время эксплуатации очистного устройства его рабочий орган прирабатывается, и выступ его центральной части соответствует некоторому среднему значению износа ленты $\frac{\Delta_{max}}{2}$.

Расчетные схемы для определения площади сечения не очищенного налипшего груза представлены на рис. 2. На схемах: 1- конвейерная лента, 2- слой налипшего груза, 3- очиститель.

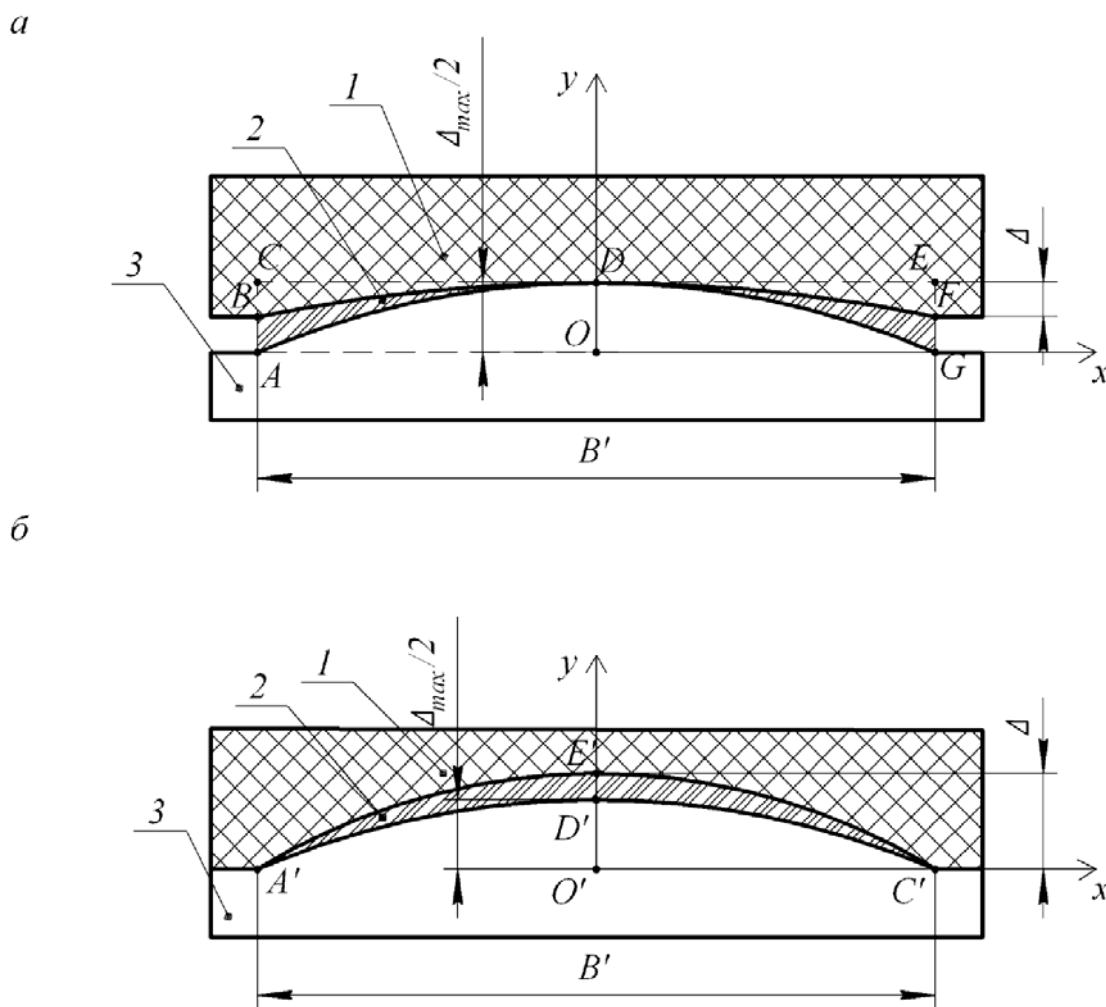


Рис. 2. Расчетные схемы к определению площади сечения слоя налипшего груза на ленте: *а* - износ ленты Δ меньше выступа очистителя $\Delta_{max}/2$; *б* - износ ленты Δ больше выступа очистителя $\Delta_{max}/2$

Площадь сечения налипшего слоя для этих двух случаев можно определить по формулам:

- износ ленты меньше выступа очистителя:

$$S_1 = 2(S_{ACDO} - S_{ADO} - S_{BCD}) = \frac{1}{6} B' (\Delta_{max} - 2\Delta); \quad (2)$$

- износ больше выступа очистителя:

$$S_2 = 2(S_{O'C'E'} - S_{O'C'D'}) = \frac{1}{3} B' (2\Delta - \Delta_{max}). \quad (3)$$

Умножив выражения (2) и (3) на скорость движения ленты V , получим скорость образования просыпи в подконвейерном пространстве без учета снижения качества очистки на стыках и в местах дефектов лент, м³/с:

$$Q(\Delta, \Delta_{max}) = \begin{cases} \frac{1}{6}VB'(\Delta_{max} - 2\Delta), \text{ при } \Delta \leq \frac{\Delta_{max}}{2}, \\ \frac{1}{3}VB'(2\Delta - \Delta_{max}), \text{ при } \Delta > \frac{\Delta_{max}}{2} \end{cases}, \quad (4)$$

где V - скорость движения конвейерной ленты.

Среднее значение скорости образования просыпи можно получить, проинтегрировав по Δ выражение (4) с учетом плотности распределения вероятности износа ленты $f(\Delta) = \frac{1}{\Delta_{max}}$ (равномерное распределение) в пределах от 0 до Δ_{max} :

$$Q_{cp} = \int_0^{\Delta_{max}} Q(\Delta, \Delta_{max}) f(\Delta) d\Delta = \frac{1}{8}VB' \Delta_{max}, \quad (5)$$

Построим зависимость скорости образования просыпи от максимального износа для конвейерных лент шириной 0,8; 1,0; 1,2 м (рис. 3) с толщиной рабочей обкладки $\delta' = 6$ мм (максимальный износ Δ_{max} принят в пределах от 0 до толщины рабочей обкладки δ'). Скорость движения ленты была принята равной 1 м/с; для других значений скорость образования просыпи можно получить, умножив значение с графика на соответствующее значение скорости. Таким образом, при скоростях до 3,15 м/с скорость образования просыпи может достигать 12 м³/ч.

Анализ полученной зависимости позволяет сделать следующие выводы: скорость образования просыпи прямо пропорциональна максимальному износу ленты; при применении только новых лент просыпь практически отсутствует; с увеличением ширины ленты скорость образования просыпи возрастает. Эффективность ножевых очистителей может быть повышена за счет применения секционных ножей с индивидуальным прижимом отдельных секций.

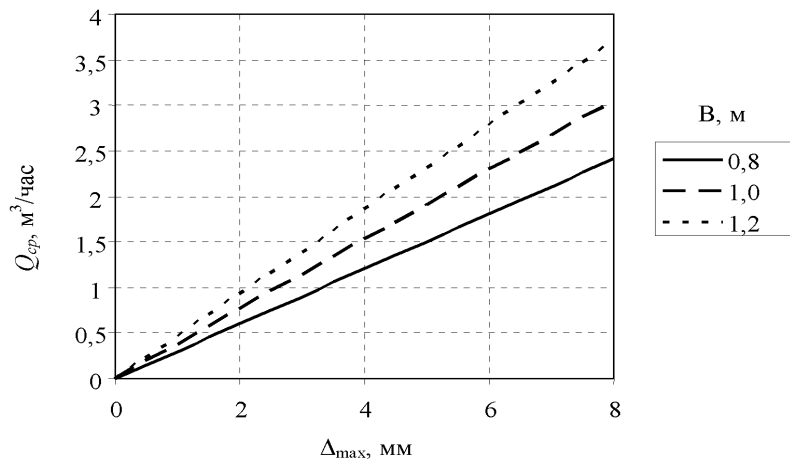


Рис.3. Зависимость скорости образования просыпи от максимального износа конвейерной ленты

При бесконтактной очистке отрыв примазки от ленты происходит с образованием адгезионного слоя, оставшегося на ленте. Это происходит из-за того, что силы адгезии частиц примазки к ленте превышают силы когезии между частицами примазки. По нашим оценкам толщина адгезионного слоя для угольной примазки h_a составляет порядка 0,3 мм.

Частицы от адгезионного слоя, по-видимому, будут отделяться в виде агрегатов. При этом наибольшая высота агрегата частиц при наибольшей его площади контакта с лентой и наименьшей массе будет в случае правильной тетраэдральной формы агрегата, представленной на рис. 4.

Сила когезии агрегата с адгезионным слоем определяется выражением:

$$F_{\kappa} = \sigma S, \quad (6)$$

где σ - прочность прилипания угольной примазки на отрыв от адгезионного слоя; S - площадь контакта тетраэдрального агрегата с адгезионным слоем,

$$S = \frac{\sqrt{3}}{4} (d((n-1) + \sqrt{3}))^2, \quad (7)$$

где d - диаметр частицы, n - количество частиц на ребре тетраэдрального агрегата частиц (количество слоев налипших частиц).

Тогда согласно расчетной схеме (см. рис. 4) виброочистка будет происходить при сообщении агрегату ускорения:

$$a_m \geq \frac{F_{\kappa}}{m_m} - g, \quad (8)$$

где m_m - масса тетраэдра,

$$m_m = N\rho V, \quad (9)$$

где ρ - плотность материала примазки, V - объем частицы,

$$V = \frac{\pi d^3}{6}, \quad (10)$$

N - количество частиц, входящих в агрегат,

$$N = \frac{1}{6} (n^3 + 3n^2 + 2n). \quad (11)$$

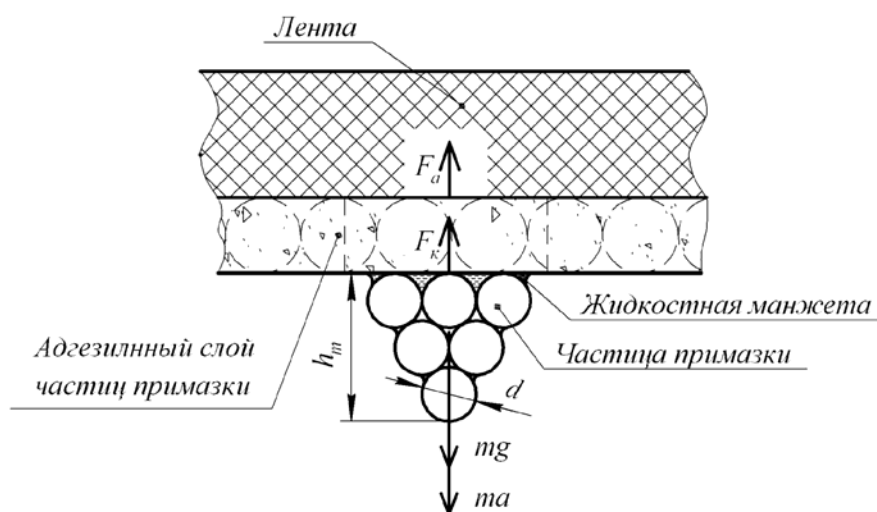


Рис 4. Схема агрегата частиц

Условие отрыва агрегата частиц от адгезионного слоя с учетом (6-11) имеет вид:

$$a_m \geq \frac{\sigma \frac{\sqrt{3}}{4} ((n-1) + \sqrt{3})^2}{\frac{\pi d \rho}{36} (n^3 + 3n^2 + 2n)} - g. \quad (12)$$

Высота агрегата частиц:

$$h_m = d(1 + 0,816(n-1)). \quad (13)$$

При этом толщина слоя оставшейся на ленте примазки h' , равна сумме толщины адгезионного слоя и высоты треугольной призмы, площадь основания и объем которой равны площади основания и объему тетраэдрального агрегата частиц. Исходя из этого, толщину слоя примазки можно определить:

$$h' = h_m/3 + h_a. \quad (14)$$

На основании лабораторного эксперимента нами было установлено максимальное значение прочности прилипания угольной примазки на отрыв $\sigma = 981$ Па для угля марки «Г» (пласт I' шахта «Россия»).

В работе [2] Гончаровым С.А. делается вывод о том, что прочность прилипания примазки на отрыв пропорциональна косинусу краевого угла смачивания водой частиц примазки. Согласно этому выводу можно записать:

$$\sigma' = \sigma \frac{\cos \theta'}{\cos \theta}, \quad (15)$$

где σ , θ , σ' , θ' - соответственно прочности прилипания и краевые углы смачивания для базового и оцениваемого образцов примазки.

С использованием приведенной зависимости можно получить прочности прилипания примазок основных марок угля к адгезионному слою (табл. 1).

Таблица 1. Максимальная прочность прилипания угольной примазки на отрыв от адгезионного слоя для угля различных марок

Марка угля	Средний краевой угол смачивания, град	Максимальная прочность прилипания угольной примазки на отрыв от адгезионного слоя, Па
Д	61,5	1276
Г	68,5	981
Т	73	783
А	77	602
ПС	80,5	442
ПЖ	84	281
К	88	95,4

Решая численно совместно (12-14) с учетом толщины адгезионного слоя и возможного ускорения виброочистки (по результатам предварительного математического моделирования процесса виброочистки - 800 м/с^2) получим зависимость толщины слоя примазки, оставшейся на ленте после виброочистки от размера частиц примазки для угля различных марок (рис. 5).

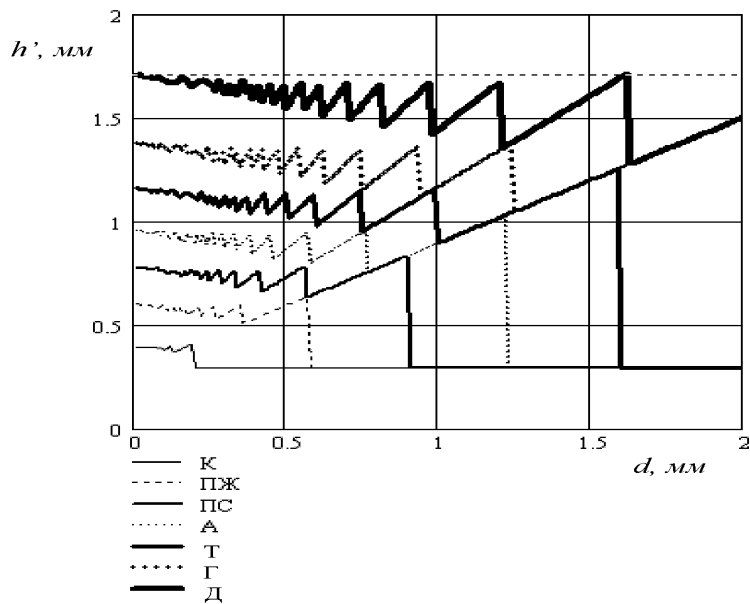


Рис. 5 Зависимость толщины слоя примазки оставшейся на ленте после виброочистки от диаметра частиц при возможном виброускорении для различных марок угля

На основе анализа полученных зависимостей (рис. 5) можно сделать следующие выводы:

- с увеличением прочности прилипания примазки на отрыв толщина неотделенного слоя примазки увеличивается;
- с увеличением диаметра частицы (при постоянном виброускорении) толщина слоя примазки, оставшейся на ленте после виброочистки изменяется незначительно до величины, соответствующей минимальному количеству частиц в агрегате.

Среднее значение скорости образования просыпи при виброочистке, с учетом того, что груз налипает на ленту равномерно слоем толщиной h' по всей рабочей ширине ленты:

$$Q_{cp}' = Vh' B' . \quad (16)$$

Для сравнения качества очистки ножевым и вибрационным очистителями следует приравнять правые части выражений (16) и (5). В результате заданное виброускорение обеспечит качество очистки не хуже, чем ножевым очистителем, если толщина слоя примазки h' будет не более эквивалентной толщины слоя при ножевой очистке h'' :

$$h' \leq h'' = \frac{1}{8} \Delta_{max} . \quad (17)$$

На рис. 6 приведено значение толщины слоя примазки при виброочистке для различных марок угля. Жирными линиями обозначена эквивалентная толщина примазки при очистке ножевым очистителем при толщине рабочей обкладки от 4 мм до 5 мм. Анализ гистограммы распределения запасов по маркам в условиях Донбасса [4] позволяет сделать вывод о том, что виброочистка позволит обеспечить качество очистки конвейерных лент не хуже очистки ножевыми очистителями для угля марок «К», «ПЖ», «ПС», а при использовании конвейерных лент с толщиной рабочей обкладки 8 мм и угля марки «А». Таким образом, можно сделать вывод о возможности эффектив-

ного применения виброочистителей конвейерных лент при отработке от 28,5 % до 54 % запасов угля Донбасса.

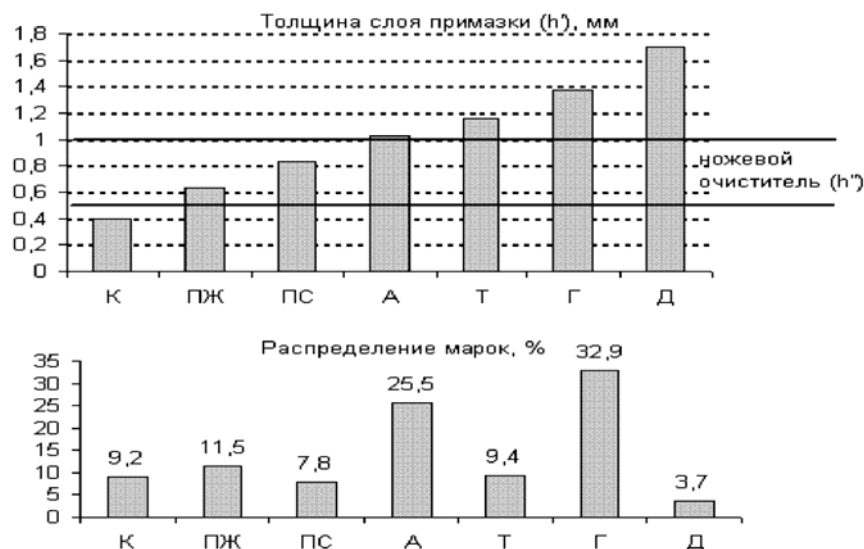


Рис. 6. Распределение запасов угля по маркам и толщина слоя примазки при очистке ножевым и вибрационным очистителем

Выводы и направление дальнейших исследований. Максимальное качество очистки конвейерной ленты ножевым очистителем обеспечивается при установке на конвейер новой ленты по всей ее длине. В том случае, когда лента состоит из отрезков с различной степенью износа, качество очистки снижается в связи с неравномерным прилеганием ножа к ленте. Скорость образования просыпи при ножевой очистке для современных ленточных конвейеров может достигать 12 м³/ч. Для устранения этого недостатка необходима разработка секционных ножевых очистителей с индивидуальным поджатием отдельных секций.

Установлено, что качество удаления примазки с помощью виброочистителя на уровне, обеспечиваемом ножевыми очистителями, возможно для углей марок «К», «ПЖ», «ПС», «А» запасы которых составляют 54 % запасов угля Донбасса. При этом, за счет бесконтактной очистки рабочей поверхности ленты обеспечивается существенное повышение ее срока службы.

Библиографический список

1. Тарасов Ю.Д. Очистка конвейерных лент и подконвейерного пространства. - М.: Недра, 1993. - 192 с.
2. Гончаров С.А. Перемещение и складирование горной массы: Учебн. пособие для вузов. - М.: Недра. 1988. - 199 с.
3. Фоменко Т.Г., Бутовский В.С., Погарцева Е.М. Технология обогащения углей. Справочное пособие. - М.: Недра. 1976. - 304 с.
4. Методика оценки и классификации показателей разрушаемости угольных пластов основных бассейнов СССР. Часть 2. - М.: ИГД им. А. А. Скочинского, 1978. - 60 с.

© Будишевский В.А., Арефьев Е.М., Хиценко Н.В., Мерзликун А.В. 2008

V.O. Polozhyi, I.F. Mariychuk

Heat Exchange Processes in a Container with Water-Ice Elements in the Period of Their Use. The article provides a mathematic model of heat exchange processes in the system “water-ice cooling elements – heat-insulating container – environment” for the period of storing heatproof clothing and its re-equipment with cooling elements.

S.G. Negriy, I.G. Sakhno, V.M. Mokriyenko

The Mechanism of Load Transfer from the Front Area of Rock Destruction upon Excavation Support. The article presents the results of laboratory research with the use of structural models. The influence of destroyed rock mass physical and mechanical properties upon the mechanism of interaction between rock destruction front and excavation contour has been studied.

G. Starikov, V. Zavrazhin, A. Boyko, A. Rubinsky

Estimation of Gas-Dynamic Activity in Coal Seams by the Level of Activation Energy of Fluid Desorption. The authors are the first to discover that activation energy of hydro-methane fluid of fractured porous coal structure predetermines the rate of coal seam proneness to outbursts.

V. Sukhorukov.

Remotely Controlled Construction of Inflatable Bulkheads in Sloping Excavations. The article deals with the problem of remote transportation of a flexible bond in the process of sectioning a dead end excavation in the conditions of after-fire degassing. Analytical dependences for calculating the parameters of this technology are provided.

S. Kalyakin

Formation of Explosive Medium and Its Detonation in the Areas of Metastable State of Coal Matter. The problem of explosive medium formation and its detonation in the zones of metastable state of the “coal-methane” system (in outburst-prone seams) has been studied.

V. Samoilov, V. Paskalny

Geomechanical Basis for the Methods of Protecting Development Workings in Seam K₈ (A.F. Zasiadko mine). On the basis of technical and economic comparison of protection methods for development excavations adjacent to a stope face the authors provide an efficient way of protecting mine drifts.

G. Soloviov

Parameters of Roof Rock Stress-Deformed State at the Joint of a Stope Face and a Development Drift. The results of calculating the parameters of immediate roof rock stress-deformed state by means of finite difference method are provided.

V. Kostenko, Yu. Bulgakov, T. Kostenko.

Safety of Rescue Works in Case of Fire Emergency in Areas Difficult of Access. The authors consider probable types and location of affected zones in the process of extinguishing fire sources in mined-out areas. The measures of ensuring rescue work safety in case of fire emergency are suggested.

V. Trofimov, M. Kharkovoy, O. Kavyera

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

V. Gulyayev, S. Anokhina

A Mathematic Model for the Study of Vibrations in Pumping Units with Slider-Crank Mechanism. The article describes the peculiarities of mathematic models used for the study of various vibratory processes in widely applied pump units with dynamic drive structure.

V. Kostenko, A. Boki, Ye. Shevchenko

Redistribution of Methane in the Rock Mass under the Influence of Stope Works. The authors have studied redistribution of carbureted hydrogen gases (mainly methane) in the rock mass under the influence of stope works. The article is aimed at solving the problem of work safety in mine excavations and the improvement of ecological environment at the surface.

A.Krupka, L.Duz, Yu.Krivchenko, Ye. Byeloguriva

Forms of Judicial Technical Expertise with the Example of a Mining Expertise. Theoretical analysis and practical experience of conducting judicial technical examinations in Ukrainian coal mines allowed the authors to single out the most important problems solved by means of such expertise. The list of these problems can be used by judicial authorities as the basis for conducting investigations connected with labour protection in industry.

V. Strelnikov

Computer Technologies Applied in Teaching Mining Science. The author sums up the experience of using computer technologies in the process of studying specialized mining disciplines (“Technology of Underground Operations in Coal Deposits”, “Processes of Underground Mining”, “Fundamentals of Mining”) by university students. The list of worked out computer programs is included.

N. Lobkov, A.Sergienko, Ye. Khalimendikov

Defining Failing Stresses in the Process of Roof Breaking. Analytical research of rock mass strata stress-deformed state above the worked-out area has been conducted. A method of predicting the behaviour of roof rocks above stope faces is presented.

L. Bordyugov

Mining Ecology. Judicial Ecological Expertise. The article is devoted to important problems of mining ecology and judicial ecological expertise in Ukraine.

R. Degtyar

Controlling the Speed of Stope Face Advance in Flat Coal Seams in the Process of Passing to Deep Levels. The author has studied the problem of controlling the speed of stope

face advancement and the rate of coal extraction in the areas affected by gas traps in flat coal seams in the process of passing to the deep levels of mining.

O. Kuzmenko, O. Savostyanov, V. Ryabichev

The influence of Technological Processes upon Structural Alteration of the Rock Mass during Underground Mining Works in Coal Deposits. The mechanism of roof rock exfoliation ahead of advancing stope faces has been studied. The research has shown that the parameters of the cavities depend upon the structure of surrounding rocks and can be changed by means of certain technological methods applied in the process of mining.

N. Kasyan, M. Ovcharenko, I. Sakhno, Yu. Petrenko, S. Negriy.

A New Technology of Retimbering Described by Means of Finite Element Method. The parameters of a new retimbering method have been calculated with the help of Finite Element Analysis.

P. Pashkovskiy, N. Kravchenko, M. Kravchenko.

A Comprehensive Solution to the Problem of Mine Ventilation in Normal Conditions and in Cases of Emergency. The authors describe the facilities of the program system "Mine Ventilation" designed for modeling ventilation networks, solving ventilation problems and working out the plans of emergency elimination.

V. Lapko, O. Cherednikova

A Mathematic Model and the Study of Transitional Gas-Dynamic Processes in the Deposits of Donbass Mines. A mathematic model of transitional gas-dynamic processes in coal extraction areas of Donbass mines has been worked out. The parameters of this model can be defined *a priori* on the basis of technical information. It has been shown that the model can adequately represent gas-dynamic properties of particular mining areas.

P. Pashkovskiy, S. Grekov, I. Zinchenko, O. Pashkovskiy

Harmful Emission from Rock Dumps and Its Scientific and Technical Standards. The authors provide a mathematic model of harmful emission from rock dumps. Theoretical and experimental investigations are summed up in the article. The methods for calculating the permissible rate of emission are provided.

V. Vyskubenko

The Use of Microprocessors for Constructing Communication Equipment and Defining Maximum Duration of Rescue Works In Cases of Emergency in Mines. The author states that the use of microprocessors (for a more precise definition of maximum duration of rescue operations) can help to increase the safety of rescue workers in the areas affected by high temperatures.

A. Kolosyuk

Spark-safe Lines in the System of Impulse Power Supply in Mine Electric Equipment. The article provides experimentally obtained values of minimum igniting currents in a spark-safe impulse power supply system with single phase rectification of alternating current.

V. Nikolin, S. Podkopayev, A. Polevaya, A. Gordeyev

Is Endogenous Fire Hazard Related to The Degree of Coal Metamorphism? The proneness of coal seams to spontaneous ignition has been studied on the basis of native water samples taken from seam c_{11} (“Yuzhnodonbasskaya №1”).

Ya. Melnikova

The Influence of Belt Conveyor Fire Protection upon the Modes of Mine Ventilation. The author sums up the results of experimental research as for the influence of fire extinguishing methods upon the modes of mine ventilation.

I. Khazipov

Laboratory Testing of Support Rock Constructions with the Use of a Bounding Surface. The results of laboratory examination of a rock protection construction are provided in the article.

E. Ilyinskiy, Ye. Konopelko, D.Ponomarenko

Location of Refuge Stations. The authors provide an algorithm of locating refuge stations for rescue workers in mines with long extraction pillars taking into account geological and technical conditions of withdrawal routes and the type of available respirators.

V. Nikolin, O. Khudoley, A. Kapustin, A. Chemitov

Peculiarities of Coal Seam Destruction beneath the Area of Gas Weathering. The authors prove the necessity of mining coal deposits at great depths in order to ensure power safety of Ukraine. They have studied the main peculiarities of rock mass formation in Donbass, carried out the analysis of rock mass destruction and discovered the connection between genetic reversion deformation and the process of destruction in the marginal areas of coal mass .

A. Bondarenko, A. Rubinsky, A. Chernigovtseva, L. Levchenko

A Method of Increasing Work Safety in the Process of Mining Coal Seams Prone to Gas-Dynamic Phenomena. The authors suggest a method of increasing work safety with the use of caution signs of abrupt coal and gas outbursts. The stages of decreasing the risk in the process of mining hazardous coal seams are described.

V. Nikolin, S. Podkopayev, A.Bondareva, I. Nosik

Practical “Application” of Genetic Reversion Deformations in Deep Mines. The authors suggest modified methods of driving development workings aimed at maintaining their stability and decreasing the rate of traumatism caused by rock falls.

M. Morozov, Yu. Manzhos

Influence of Admixtures upon Dynammon Combustion. The effect of some combustion inhibitors has been studied. The authors have arrived at the conclusion that the most promising admixtures for obtaining anti-explosive substances are $CaCO_3 \cdot MgCO_3$ and baking soda.

I. Bershadskiy, D. Severin

Simulation of Transitional Processes in Spark-Safe Circuits of Mine Electrical Equipment and Predicting the Hazard of Mixed Gas Ignition. On the basis of worked out arc discharge mathematic models and main types of quench circuits the authors show the possibility of simulating transitional processes in spark-safe circuits and predicting the hazard of ignition in explosive medium.

S. Borshevskiy, A. Kavera, D. Torubalko, M. Pleshko

Analytical Research of the Methods of Increasing the Bearing Capacity of Vertical Shaft Cast Concrete Support. The authors have studied the basic methods of increasing the bearing capacity of a cast concrete support. They have discovered that the most effective way is that of increasing concrete strength and using a support with anchors. The authors also mention the drawbacks in applying calculation methods and emphasize the necessity of elaborating a universal method for support designing which takes into account all the peculiarities of interaction between rock mass and support at different stages.

N.I. Voloshina

The Influence of Rock Mass Geomechanical State upon Activation Energy of Methane Desorption. The author has studied the influence of coal stress state upon methane desorption kinetics. A criterion which characterizes coal destruction mechanism by the change of methane desorption activation energy has been worked out. This criterion is the basic one in controlling the efficiency of the methods of coal and gas abrupt outburst prevention.

V. Budishevskiy, Ye. Arefiev, N. Khitsenko, A. Merzlikin

Comparative Analysis of the Quality of Cleaning Conveyer Belts with Blade and Vibratory Cleaners.

The authors have compared the quality of cleaning conveyer belts with the help of blade-type cleaners and vibratory ones.

СОДЕРЖАНИЕ

Положий В.О., Марийчук И.Ф. Процессы теплообмена в контейнере с водоледяными элементами в период их использования	3
Негрій С.Г., Сахно І.Г., Мокрієнко В.М. Дослідження механізму передачі навантаження на кріплення виробки від фронту руйнування порід	13
Стариков Г.П., Завражин В.В., Бойко А.Н., Рубинский А.А. Оценка степени газодинамической активности угольных пластов по уровню энергии активации десорбции флюидов	18
Сухоруков В.П. Параметры технологии дистанционного возведения надувной перемычки в наклонной выработке.....	22
Калякин С.А. Механизм образования взрывоопасной среды и ее детонации в зонах метастабильного состояния угольного вещества	27
Самойлов В.Л., Паскальный В.А. Геомеханическое обоснование способов охраны подготовительных выработок пласта k_8 шахты ИМ. А.Ф. Засядько.....	34
Соловьев Г.И. Определение параметров напряженно-деформированного состояния пород кровли на сопряжении лавы с выемочной выработкой.....	40
Костенко В.К., Булгаков Ю.Ф., Костенко Т.В. Забезпечення безпеки гірничорятувальників при ліквідації підземних пожеж у важкодоступних місцях.....	47
Трофимов В.О., Харьковой М.В., Кавєра О.Л. Властивості шахтної вентиляційної мережі	53
Гуляев В. Г., Анохина С. А. Математические модели для исследования вибраций насосных агрегатов с кривошипно-ползунными механизмами в приводе.....	56
Костенко В.К., Бокий А.Б., Шевченко Е.В. Перераспределение метана в горном массиве под влиянием очистных работ.....	64
Крупка А.А., Дузь Л.Е., Кривченко Ю.А., Белогурова Е.Ю. Устойчивые формы проведения судебных инженерно-технических экспертиз на примере горно-технической экспертизы	69
Стрельников В.И. Компьютерные технологии при изучении курсов горных дисциплин	73
Лобков Н.И., Сергиенко А.И., Халимендигов Е.Н. Определение разрушающих напряжений при первичной посадке кровли	79
Бордюгов Л.Г. Гірнична екологія. Судова екологічна експертиза	86
Дегтярь Р.В. Регулирование скорости подвигания очистных забоев на пологих пластах при переходе на глубокие горизонты разработки.....	91

Кузьменко О.М., Савостянов О.В., Рябічев В.Д. Вплив технологічних процесів на структурні зміни гірського масиву при підземній розробці вугільних родовищ	98
Касьян М.М., Овчаренко М.А., Сахно І.Г., Петренко Ю.А., Негрій С.Г. Обґрунтування параметрів нової технології перекріплення виробок за допомогою методу скінчених елементів.....	104
Пашковский П.С., Кравченко Н.М., Кравченко М.В. Комплексное решение проблем вентиляции шахт в нормальных и аварийных условиях	109
Лапко В.В., Чередникова О.Ю. Математическая модель и исследование переходных газодинамических процессов на выемочных участках шахт Донбасса.....	115
Пашковский П.С., Греков С.П., Зинченко И.Н., Пашковский О.П. Исследование вредных выбросов породных отвалов и разработка их научно-технических нормативов.....	122
Выскупенко В.В. Использование микропроцессоров для построения аппаратуры связи и контроля допустимой продолжительности работы горноспасателей в период ликвидации последствий аварий в шахте	130
Колосюк А.В. Искробезопасность линии при импульсном питании индуктивных нагрузок рудничного электрооборудования	133
Николин В.И., Подкопаев С.В., Полевая А.В., Гордеев А.Е. Зависит ли склонность к эндогенной пожароопасности от степени метаморфизма углей	138
Мельникова Я.В. Влияние средств противопожарной защиты ленточных конвейеров на режимы проветривания горных выработок	142
Хазипов И.В. Результаты лабораторных испытаний опорных породных конструкций с использованием ограничивающих поверхностей	146
Ильинский Э.Г., Конопелько Е.И., Пономаренко Д.А. Определение мест размещения камер-убежищ	150
Николин В.И., Худолей О.Г., Капустин А.А., Чемилов А.В. Особенности разрушения угольных пластов ниже зоны газового выветривания	155
Бондаренко А.Д., Рубинский А.А., Черниговцева А.А., Левченко Л.М. Один из способов снижения риска при разработке пластов опасных по газодинамическим явлениям	163
Николин В.И., Подкопаев С.В., Бондарева А., Носик И. Возможности практического «использования» деформаций генетического возврата в глубоких шахтах	171
Морозов М.В., Манжос Ю.В. Дослідження впливу домішок на підпалювання динамонів.....	175
Бершадский И.А., Северин Д.В. Симуляции переходных процессов в искробезопасных цепях горношахтного электрооборудования и прогнозирование опасности воспламенения газовой смеси.....	178

Борщевский С.В., Кавера А.Л., Торубалко Д.Т., Плешко М.С. К вопросу об аналитическом исследовании способов повышения несущей способности монолитной бетонной крепи вертикальных стволов	185
V. Hudeček, O. Moroz. Results of Measurements of Some Forecast Indicators and Prevention of the Extracted Face No. 065 632	190
Волошина Н.И. Исследование влияния геомеханического состояния угольного массива на энергию активации десорбции метана.....	197
Будишевский В.А., Арефьев Е.М., Хиценко Н.В., Мерзликин А.В. Сравнительный анализ качества очистки конвейерных лент ножевыми и вибрационными очистителями	202
Abstracts	210

Наукове видання

**Вісті Донецького гірничого інституту
Всеукраїнський науково-технічний журнал
гірничого профілю (мовою оригіналу)**

Засновник — Донецький національний технічний університет (ДонНТУ)

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

Редакційна колегія: Башков Є.О. (гол. редактор) та інші.

ISSN 1999-981X

Свідоцтво про державну реєстрацію друкованого засобу масової інформації: серія КВ №7378 від 03.06.2003.

Надруковано:

Редакційно-видавничий відділ ДВНЗ «ДонНТУ»

83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, Гірничий інститут, 9-й учбовий корпус

Тел.: (062) 301-03-04

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру видавців, виготівників і розповсюджувачів видавничої продукції: серія ДК №2982 від 21.09.2007.

Підписано до друку 25.12.2008. Формат 60×84 ¹/₈. Папір офсетний. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк.17,1. Обл. вид. арк.16,8. Тираж 300 прим.