

ГЕОТЕХНОЛОГИИ И УПРАВЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВОМ XXI ВЕКА

МОНОГРАФИЯ В 2-Х ТОМАХ

Том 1

ДОНЕЦК 2006

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
ДОНЕЦКИЙ НАЦИОНАЛЬНЫЙ ТЕХНИЧЕСКИЙ УНИВЕРСИТЕТ
ДОНЕЦКОЕ УЧЕБНО-НАУЧНО-ПРОИЗВОДСТВЕННОЕ
ГОРНОЕ ОБЪЕДИНЕНИЕ

ГЕОТЕХНОЛОГИИ И УПРАВЛЕНИЕ ПРОИЗВОДСТВОМ XXI ВЕКА

МОНОГРАФИЯ В 2-Х ТОМАХ

Том 1

Подземная разработка месторождений полезных ископаемых.
Шахтное строительство. Охрана труда. Противопожарная
безопасность. Аэрология

Под общей редакцией докт. техн.
наук, проф. Булгакова Ю.Ф. и
академика АГН Украины,
докт.техн.наук, проф. Гребенки-
на С.С.

ДОНЕЦК — 2006

УДК 622

Г 36

ISBN 966-7745-33-3

ISBN 966-7745-34-1

Г 36 Геотехнології та управління виробництвом ХХІ сторіччя. Том 1. / Під загал. ред. Булгакова Ю.Ф., Гребьонкіна С.С. — Донецьк: ДонНТУ, 2006. — 218 с.

В монографії публікуються наукові статті щодо питань технології підземної розробки, геомеханіки, стійкості виробок, технології проведення виробок, комплексу робіт під час ліквідації шахт, безпеки праці у вугільній промисловості, управління виробництвом, екології та інш.

Монографія розрахована на наукових співробітників, інженерно-технічних працівників шахт, проектних організацій, учбових і науково-дослідницьких інститутів гірничого профілю.

РЕЦЕНЗЕНТИ:

Бондаренко В.І. — докт.техн.наук, проф., акад. АН України, зав. каф. ПРРКК, проректор НГУ, м. Дніпропетровськ;

Піталенко Є.І. — докт.техн.наук, с.н.с., зав.відділом «Охорона надр та зсуву земної поверхні» УкрНІМІ НАН України.

Монографія рекомендована до друку Вченою радою Гірничого інституту ДонНТУ (протокол №2 від 21.04.2006 р.).

Свідоцтво про внесення до Державного реєстру видавців, виготівників і розповсюджувачів видавничої продукції: серія ДК №1631 від 24.12.2003 р.

ISBN 966-7745-33-3

© Донецький національний технічний університет, 2006

ISBN 966-7745-34-1

© Донецьке учбово-науково-виробниче гірниче об'єднання, 2006

Когда наука достигает какой-либо вершины, с нее открывается обширная перспектива дальнейшего пути к новым вершинам, открываются новые дороги, по которым наука пойдет дальше.

С.Вавилов

ПРЕДИСЛОВИЕ

Более чем 200-летний опыт разработки угольных месторождений в Донбассе сформировал мощную отрасль прикладной науки, связанную с горным производством.

Горное дело, уходя своими корнями в седую и глубокую древность, на рубеже XXI века превратилась в специфическую и наукоемкую область человеческого познания. Сегодня горная наука представляет собой своеобразный конгломерат, как фундаментальных, так и прикладных знаний людей, в целом. Компьютерные технологии, достижения электроники, самые современные результаты механики твердого тела, новейшие материалы и разработки машиностроения — вот далеко неполный перечень арсенала горной науки.

Все это доказывает, что в XXI веке требуются нестандартные подходы, как к реализации современных горных технологий, так и к подготовке инженерных кадров — горняков, прежде всего, через интеграцию их в европейское высшее техническое образование в рамках Болонского процесса.

Предлагаемая читателям монография посвящена 85-летию одного из старейших ВУЗов Украины и Донбасса — Донецкого национального технического университета (ДонНТУ).

Это монография — определенный рубеж в отечественной горной библиографии, в которой систематизируются, обобщаются и предлагаются читателю материалы последних достижений горной науки и педагогики в ведущих научно-исследовательских, проектных и учебных институтах и университетах нашей страны.

Структурное построение и компоновка разделов монографии позволяет читателю последовательно и глубоко погрузиться в сложный и всесторонне интересный мир современной горной науки.

Даже беглый взгляд на содержание монографии говорит о том, что ее читатель, во-первых, обогатится новыми достижениями прикладной науки, а, во-вторых, получит вдохновение для дальнейшей творческой работы.

В предисловии этого фундаментального научного труда, хотелось бы поздравить многотысячный коллектив преподавателей и студентов ДонНТУ с 85-летним юбилеем, а также, пожелать авторам монографии и ее читателям творческих успехов на ниве горной науки.

Директор Горного института ДонНТУ,
доктор технических наук, профессор

С.Н.Александров

Раздел 1. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых.
Шахтное строительство

УДК 622.016.3.112.3

НОВИКОВ А.О., ПЕТРЕНКО Ю.А. кандидаты техн. наук, ШЕСТОПАЛОВ И.Н., ШАЖКО Я.В., магистры (ДонНТУ)

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ СХЕМ АНКЕРОВАНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД НА СТРУКТУРНО-МЕХАНИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА ВМЕЩАЮЩЕГО МАССИВА

Приведены результаты лабораторных исследований влияния схем анкерования пород на структурно-механические свойства вмещающего массива.

За последние годы правительством Украины разработан и утвержден ряд программ, цель которых повысить эффективность работы угольной промышленности. Одним из приоритетных направлений снижения затрат на добычу угля, заложенных в этих программах, является разработка, изготовление и внедрение новых технологий использования анкерной крепи.

В соответствии с программой «Анкер», в 2004 году, на внедрение анкерной крепи выделено около 100 млн. грн. Внедрение намечено проводить в 40 подготовительных забоях.

Несмотря на определенные успехи в выполнении данной программы (популяризация анкерного крепления, издание учебно-методической литературы и т.п.), объемы крепления выработок анкерной крепью в настоящее время составляют не более 15 км.

На наш взгляд, основной причиной, препятствующей широкому внедрению анкерной крепи на шахтах Украины является не недостаточное понимание ее роли в процессе поддержания выработки и как следствие, отсутствие нормативной базы по обоснованию параметров анкерной крепи.

В настоящее время, расчет параметров анкерной крепи производится в соответствии с требованиями нормативных документов [1], в основу которых положены представления об анкерной крепи как о несущей конструкции, работающей по схемам «Подшивка» и «Сшивка».

По существующей методике, чем больше несущая способность анкера, тем меньше их плотность установки. Такой подход приемлем для рамных конструкций крепи, а для анкерной крепи это может привести к парадоксальным выводам, что выработку можно поддерживать 2–3 или даже 1 анкером.

Рассмотрим другой аспект существующей методики. При расчете нагрузки на анкерную крепь закладываются возможные деформации штанги анкера в пределах 1% от ее длины, т.е. 20–25 мм. Опыт же эксплуатации выработок закрепленных анкерной крепью показывает, что смещения их контура превышают 100 и более мм [2].

Очевидно, что роль анкеров сводится не только восприятию нагрузки. Если проанализировать опыт применения анкеров на шахтах Донбасса можно заметить такую важную закономерность, что в выработках, закрепленных анкерной крепью, уменьшилось или вообще отсутствует пучение пород почвы, хотя в аналогичных условиях с рамной крепью это явление наблюдается.

На наш взгляд, механизм работы анкерной крепи заключается не в представлении об анкерах, как о несущей конструкции типа рамы, а как о элементах, изменяющих

структуру массива, и препятствующих его разрушению, т.е. формированию вокруг выработки зоны разрушенных пород. С этих позиций легко объясняется отсутствие пучения в выработках, закрепленных анкерной крепью.

В этой связи задачей данных исследований являлось установление влияния анкеров и схем их расположения в массиве на его структурно-механические свойства.

Для решения поставленной задачи были проведены исследования на моделях из эквивалентных материалов [3].

В качестве эквивалентного материала при моделировании использовались цементно-песчаные смеси. Из них изготавливались кубические образцы 55×55×55 мм, которые моделировали участок породного массива в 1 м³. Моделировалась прочность вмещающих пород 20, 30, 40 и 50 МПа. В моделируемом участке породного массива располагались 4 анкера из стальной проволоки диаметром 1 мм.

Прочность цементного раствора для изготавливаемых моделей определялась по формуле Н.А.Потапова. В ней, зависимость предела прочности цементного камня при сжатии R_{28} от активности цемента $R_{ц}$ и цементно-водного соотношения (Ц/В) описывается выражением

$$R_{28}=0,4R_{ц}(\text{Ц/В}-0,3). \quad (1)$$

Предел прочности на сжатие R_{28} для образцов в возрасте 28 суток рассчитывался по формуле

$$R_{28}=R_{в}Q_{в}/1000(763+2,4R_{в}Q_{в}-0,002R_{в}^2Q_{в}^2), \quad (2)$$

где $R_{в}$ — активность (марка) вяжущего; $Q_{в}$ — расход вяжущего.

Расход вяжущего на 1 м³ песка определяется по формуле

$$Q_{в.ф.}=R_{в}Q_{в}/R_{в.ф.}\cdot 1000. \quad (3)$$

Результаты расчетов по подбору состава эквивалентного материала представлены в табл. 1.

Табл. 1. Характеристика цементно-песчаных смесей для моделирования горных пород различной прочности

Моделируемая прочность пород, МПа	Расход материала на 1 м ³ смеси, кг			Расход материала массовых долей		
	цемент	песок	вода	цемент	песок	вода
20	450	1500	180	1	3,33	0,40
30	515	1500	200	1	2,91	0,39
40	695	1500	270	1	2,15	0,39
50*	710	1500	280	1	2,11	0,39
Примечание: * при моделировании образцов прочностью 50 МПа использовался цемент марки 500, в остальных случаях — цемент марки 400						

Схемы пространственного размещения анкеров в моделях представлены на рисунке 1.

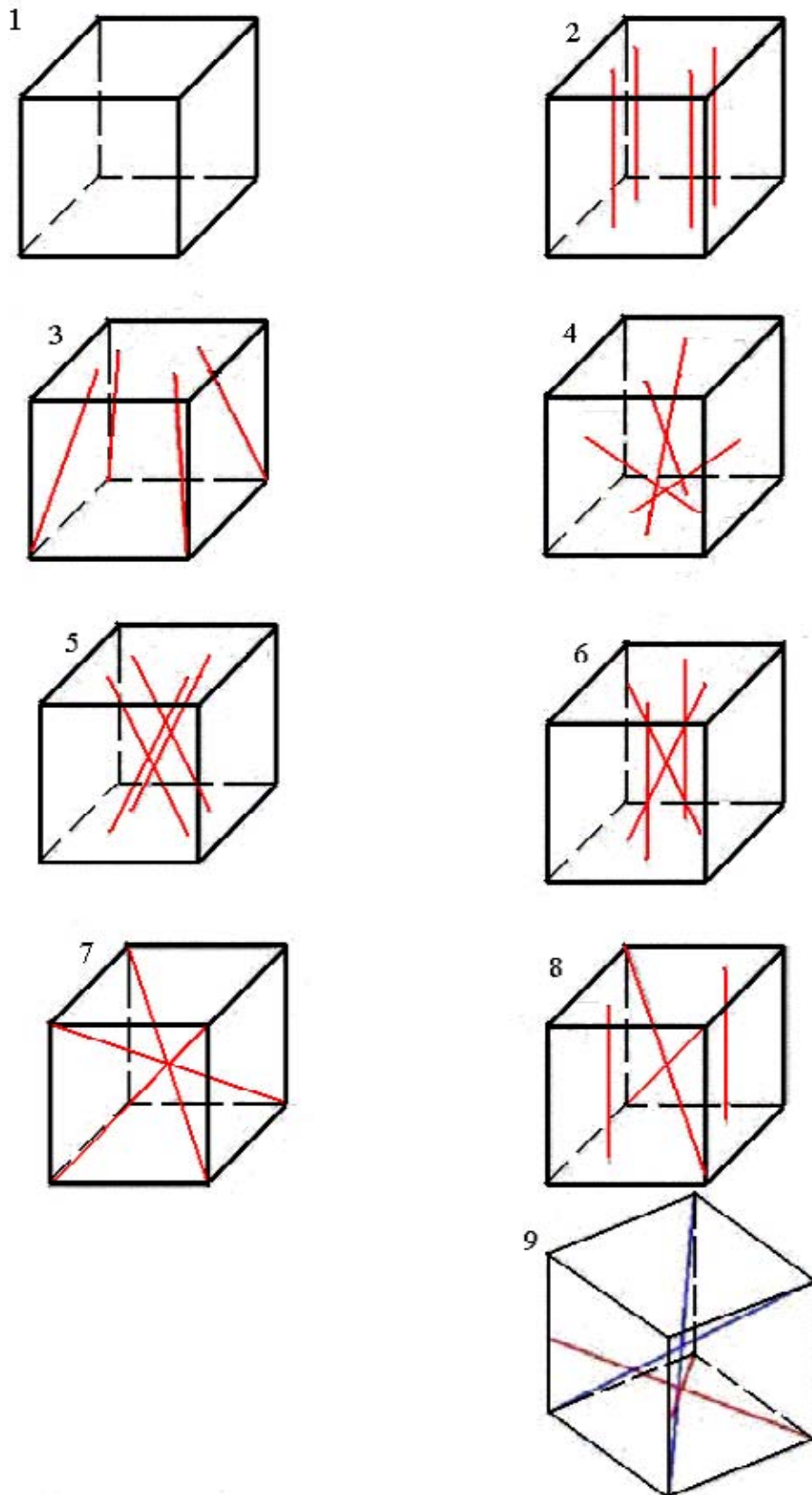


Рис. 1. Схемы анкерования образцов

Образцы для испытаний изготавливались путем заливки смеси в специально изготовленную форму. После окончания твердения образцов они подвергались обработке с целью обеспечения параллельности граней.

С целью оценки влияния пространственных схем анкерования на структурно-механические свойства массива по стандартным методикам [4–6] проводились испытания образцов на одноосное сжатие, одноосное растяжение и объемное сжатие с последующим построением паспорта прочности. Испытания образцов производились на жестких прессах с фиксацией величины прикладываемой нагрузки и соответствующей величины деформации. Всего было испытано 324 образца (по двадцать семь образцов в каждой серии). В каждой серии испытывались по три одинаковых образца, относящихся к схемам армирования 2–9 и схеме 1 — без армировки.

Для определения предела прочности на одноосное растяжение, учитывая, что образцы кубической формы был принят метод испытания образцов произвольной формы сжатием встречными сферическими инденторами.

Усредненные результаты испытаний образцов на одноосное растяжение представлены в табл. 2.

Табл. 2. Результаты испытаний образцов на одноосное растяжение

Моделируемая прочность пород, МПа	Прочность образцов на растяжение в моделях при схеме армирования номер, МПа								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
20	0,6	0,65	0,7	0,75	0,7	0,7	0,8	0,65	0,7
30	0,9	0,95	0,95	1,1	1,0	1,0	1,2	0,95	1,05
40	1,3	1,35	1,35	1,5	1,5	1,5	1,7	1,4	1,5
50	1,8	1,85	1,85	2,1	2,05	2,05	2,3	1,9	2,05

Как видно из данных, представленных в табл. 2, по степени влияния на прочность на растяжение, схемы анкерования располагаются по мере убывания в следующем порядке: 7–4–9–6–5–3–2–8.

Для определения прочности образцов на одноосное сжатие был принят метод сжатия образцов правильной формы плоскими плитами [4].

Среднеарифметические результаты испытаний образцов на одноосное сжатие представлены в табл.3.

Табл. 3. Результаты испытаний образцов на одноосное сжатие

Моделируемая прочность пород, МПа	Прочность образцов на одноосное сжатие в моделях для соответствующего номера схемы армирования, МПа								
	1	2	3	4	5	6	7	8	9
20	5,15	5,7	7,2	6,0	6,2	5,2	5,2	5,15	5,6
30	9,3	10,2	12,8	10,9	11,0	9,3	9,3	9,35	10,1
40	11,9	13,1	16,3	13,9	14,2	12,0	11,95	11,9	12,9
50	17,55	19,2	24,5	20,8	21,0	17,6	17,5	17,6	19,0

Из приведенных данных видно, что по степени влияния на прочность образцов на одноосное сжатие схемы анкерования располагаются в убывающем порядке следующим образом: 3–5–4–2–9–6–7–8.

Испытания образцов на объемное сжатие проводились на установке «Оксана» в ФТИ НАН Украины.

В каждой испытываемой серии, моделирующей соответствующую прочность пород в массиве, испытывалось 27 образцов (по 3 образца для каждой схемы анкерования с разной величиной бокового подпора: с подпором, равным величине предела прочности

на одноосное сжатие; 0,75 предела прочности на одноосное сжатие и 0,5 предела прочности на одноосное сжатие).

Результаты испытаний образцов на объемное сжатие представлены в табл. 4.

Табл. 4. Результаты испытаний образцов на объемное сжатие при различной величине бокового подпора

Моделируемая прочность пород, МПа	Величина бокового подпора при испытаниях, МПа	Прочность образцов на трехосное сжатие в моделях при схеме армирования номер, МПа								
		1	2	3	4	5	6	7	8	9
20	2,06	26,9	26,9	34,4	29,6	26,9	31,7	30,3	26,9	34,5
	3,09	32,7	34,0	38,4	35,0	32,8	38,9	34,5	33,2	37,8
	4,12	38,6	40,6	42,0	40,6	38,6	43,4	39,3	40,6	42,7
30	4,12	35,1	45,5	35,8	45,6	38,6	43,4	38,6	40,6	39,9
	6,20	40,6	47,5	47,8	45,8	44,9	48,1	45,1	43,2	46,6
	8,26	46,1	53,0	56,5	46,1	51,7	51,8	49,6	46,1	53,0
40	6,20	37,2	54,4	45,5	44,1	44,1	47,5	47,6	44,1	44,1
	9,3	51,3	56,9	59,8	57,1	56,2	60,9	59,2	57,5	58,3
	12,4	65,4	67,5	67,6	67,4	67,7	67,6	70,9	66,1	65,4
50	8,26	56,5	66,8	70,2	66,9	66,7	70,3	70,2	66,8	71,6
	12,4	57,2	68,5	76,8	75,4	73,1	77,9	75,2	74,9	76,1
	16,5	57,9	70,2	78,5	85,4	78,4	85,5	78,6	85,6	82,0

Из представленных в табл. 4 данных видно, что по степени влияния на прочность образцов на объемное сжатие образцы располагаются в порядке убывания следующим образом: 9–3–6–7–4–8–2–5.

По результатам проведенных испытаний строились паспорта прочности образцов по стандартной методике [6].

Паспортом прочности материала является кривая, плавно огибающая все полуокружности, построенные по результатам испытаний образцов на одноосное растяжение, сжатие и объемное сжатие (предельные круги напряжений Мора) в координатах нормальных σ и касательных τ напряжений (рис.2).

Сцепление материала C в любой точке (σ, τ) огибающей определяется как ордината точки пересечения касательной к огибающей в точке (σ, τ) с осью τ , а соответствующий угол внутреннего трения φ как угол между этой касательной и осью σ :

$$\varphi = \arctg \frac{\tau - C}{\sigma}.$$

По построенным паспортам прочности были определены коэффициенты сцепления и углы внутреннего трения. Полученные результаты представлены в табл. 5.

Табл. 5. Значения коэффициентов сцепления и углов внутреннего трения, полученные после испытания образцов

Моделир. прочность пород, МПа	Значение коэффициента сцепления (C), МПа и угла внутреннего трения (φ), град. в моделях при схеме армирования номер									
	1		2		3		4		5	
	C	φ	C	φ	C	φ	C	φ	C	φ
20	0,8	36	0,88	41,5	1,2	39,5	1,04	38	1	39
30	1,2	42	1,44	47	1,8	46,5	1,5	44,5	1,56	45,5
40	2	45	2,3	49,5	2,9	49	2,4	47	2,5	47,5
50	3	46	3,51	51	4,2	49,5	3,6	48	3,6	49

Продолжение табл.5.

Моделир. проч- ность пород, МПа	Значение коэффициента сцепления (C), МПа и угла внутреннего трения (φ), град. в моделях при схеме армирования номер							
	6		7		8		9	
	C	φ	C	φ	C	φ	C	φ
20	0,92	43	1	44	0,92	43	1	44
30	1,44	51	1,5	51	1,44	51	1,5	51
40	2,2	53	2,6	53	2,2	53	2,6	53
50	3,45	54	3,6	55	3,45	54	3,6	55

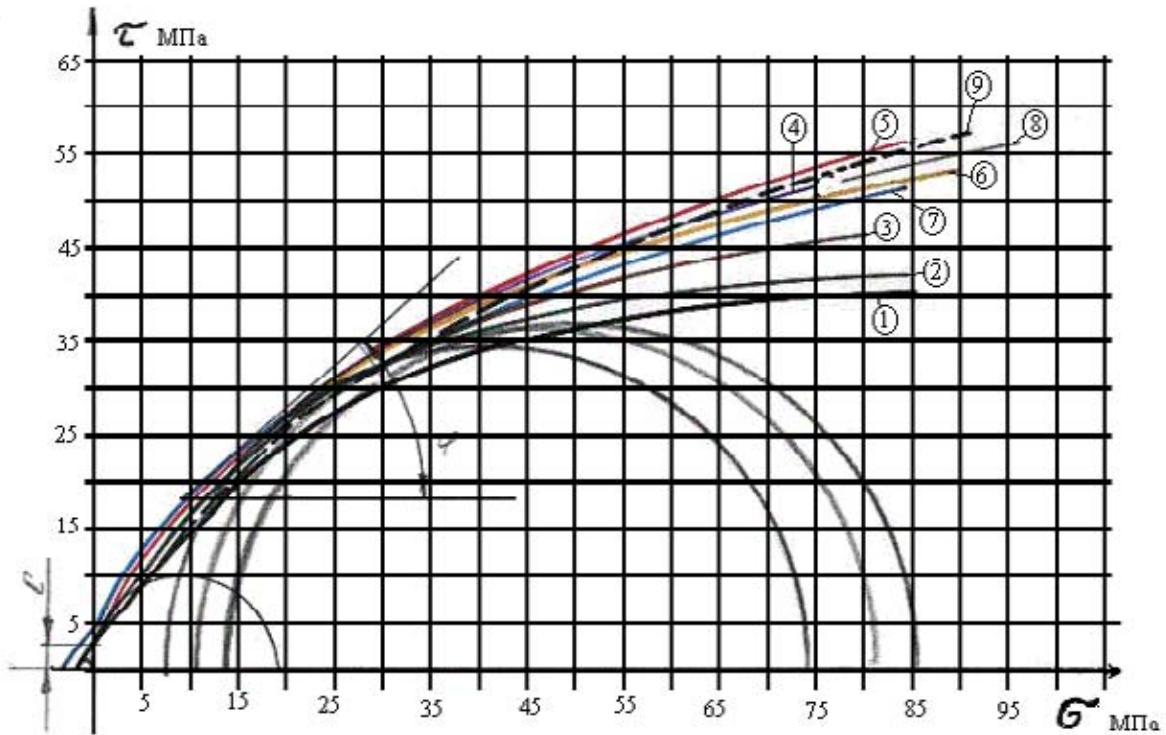


Рис. 2. Паспорта прочности образцов (50 МПа) в зависимости от схемы анкерования

Для большей наглядности полученные результаты были пересчитаны в относительных единицах по отношению к не армированному образцу. Они представлены в табл. 6.

Табл. 6. Относительные значения коэффициентов сцепления и углов внутреннего трения по отношению к неармированному образцу

Моделир. прочность по- род, МПа	Относительное значение коэффициента сцепления (C*), ед. и угла внутреннего трения (Δφ), град., в моделях при схеме армирования номер									
	1		2		3		4		5	
	C	Δφ	C	Δφ	C	Δφ	C	Δφ	C	Δφ
20	1,0	0	1,1	5,5	1,5	3,5	1,3	2,0	1,25	3,0
30	1,0	0	1,2	5,0	1,5	4,5	1,25	2,5	1,3	3,5
40	1,0	0	1,15	4,5	1,45	4,0	1,2	2,0	1,25	2,5
50	1,0	0	1,17	5,0	1,4	3,5	1,2	2,0	1,2	3,0

Продолжение табл. 6.

Моделир. прочность пород, МПа	Относительное значение коэффициента сцепления (C^*), ед. и угла внутреннего трения ($\Delta\phi$), град., в моделях при схеме армирования номер							
	6		7		8		9	
	C	$\Delta\phi$	C	$\Delta\phi$	C	$\Delta\phi$	C	$\Delta\phi$
20	1,15	7	1,25	8	1,2	5,0	1,25	6,0
30	1,2	9	1,25	9	1,25	4,5	1,25	7,0
40	1,1	8	1,3	8	1,15	5,5	1,2	6,5
50	1,15	8	1,2	9	1,2	5,0	1,2	7,0

Анализируя полученные результаты испытаний образцов можно сделать вывод, что применение различных схем анкерования позволяет управлять структурно-механическими свойствами вмещающего выработку массива. При этом, по сравнению с не армированными образцами, в зависимости от схемы анкерования, прочность на одноосное растяжение увеличивается в 1,05–1,25 раза; прочность на одноосное сжатие — в 1,05–1,4 раза; прочность на объемное сжатие — в 1,05–1,48 раза; коэффициент сцепления — в 1,1–1,5 раза; угол внутреннего трения — на 2–9 град.

Учитывая то, что по существующим представлениям, разрушающим напряжениям в массиве препятствуют силы сцепления и внутреннего трения пород, необходимо разрабатывать принципиально новую методику расчета параметров анкерной крепи, в основу которой должен быть положен принцип: сколько и по какой схеме нужно установить анкеров, чтобы вмещающий выработку массив не разрушался или разрушался в заданных пределах.

Исходя из научной концепции предлагаемой методики, применяемое в настоящее время радиальное расположение анкеров является самым не рациональным, т.к. область влияния анкеров на массив в этом случае минимальная. В этой связи, разработанные и испытанные в ДонНТУ пространственные схемы анкерования массива, позволяют при минимальном количестве анкеров максимально использовать несущую способность породного массива.

Такое расположение анкерной крепи позволяет использовать ее не только в качестве силового элемента, препятствующего расслоению пород и смещению их в полость выработки, но и элемента, обеспечивающего связь между отдельными фрагментами разрушенных пород по всем направлениям (радиальном, тангенциальном и вдоль оси выработки). Этим обеспечивается значительное повышение грузонесущей способности заанкерванной оболочки разрушенных пород за счет повышения их остаточной прочности.

Библиографический список

1. **Указания** по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. — Изд. 4-е, дополненное. — Л., 1986. — 222 с.
2. **Касьян Н.Н., Клюев А.П., Лысенко В.И.** Влияние анкерной крепи на геомеханические процессы в массиве пород вокруг поддерживаемых выработок // Изв. Донецкого горного института, 1996. — №1(3). — С.57–60.
3. **Кузнецов Г.И., Будько М.Н., Филипова А.А., Шклярский М.Ф.** Изучение проявлений горного давления на моделях. — Углетехиздат, 1959. — 151 с.
4. **Породы** горные. Методы определения предела прочности при одноосном сжатии: ГОСТ 21153.2-84. — Взамен ГОСТ 21153.2-75; введ. 1984-06-19. — М.: Государственный комитет СССР по стандартам: Изд-во стандартов, 1984. — 10 с.
5. **Породы** горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении: ГОСТ 21153.3-85. — Взамен ГОСТ 21153.3-75; ГОСТ 21153.4-75 введ. 1985-11-27. — М.: Государственный комитет СССР по стандартам: Изд-во стандартов, 1986. — 14 с.
6. **Породы** горные. Метод определения предела прочности при объемном сжатии: ГОСТ 21153.8-88.- введ. 1988-07-01. — М.: Государственный комитет СССР по стандартам: Изд-во стандартов, 1988. — 17 с.

УДК 622.28.83: 622.273

КОЛЬЧИК Е.И. канд.техн.наук (ИФГП НАН Украины)

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ЛАВЫ НА КОНВЕРГЕНЦИЮ ПОРОД В ШТРЕКЕ

Приведены результаты наблюдений за скоростью конвергенции пород в штреках при различных скоростях подвигания очистного забоя и наличии в кровле пласта мощных монолитных песчаников.

Подземная разработка угольных месторождений предполагает наличие обширной сети подготовительных выработок. Согласно действовавших нормативов [1] удельный объем проведения подготовительных выработок на угольных шахтах Украины в 1981–1985 годы в среднем составлял 14,3–14,8 м на 1000 т добываемого угля. В Донбассе этот объем составлял 14,1–14,6 м на 1000 т. Наименьшие удельные объемы в Донбассе приходились на шахты ПО «Красноармейскуголь» (12,2–12,4 м на 1000 т.) В последние годы объем добычи угля на Украине из-за закрытия многих шахт значительно снизился, что привело и к снижению объемов проведения подготовительных выработок.

Но, несмотря на снижение объемов добычи, угольная промышленность по-прежнему остается одной из основных отраслей в нашей стране. От эффективности ее работы существенно зависит целый ряд отраслей (энергетической, химической, металлургической и др.). Причем, есть целый ряд высокопроизводительных шахт, где добыча угля не снижена, а наоборот, постоянно увеличивается. Так, на шахте «Красноармейская-Западная № 1» с 1991 добыча угля ежегодно в среднем возрастала более чем на 360 тыс.т и в 2005 году достигла 6,241 млн.т (рис. 1).

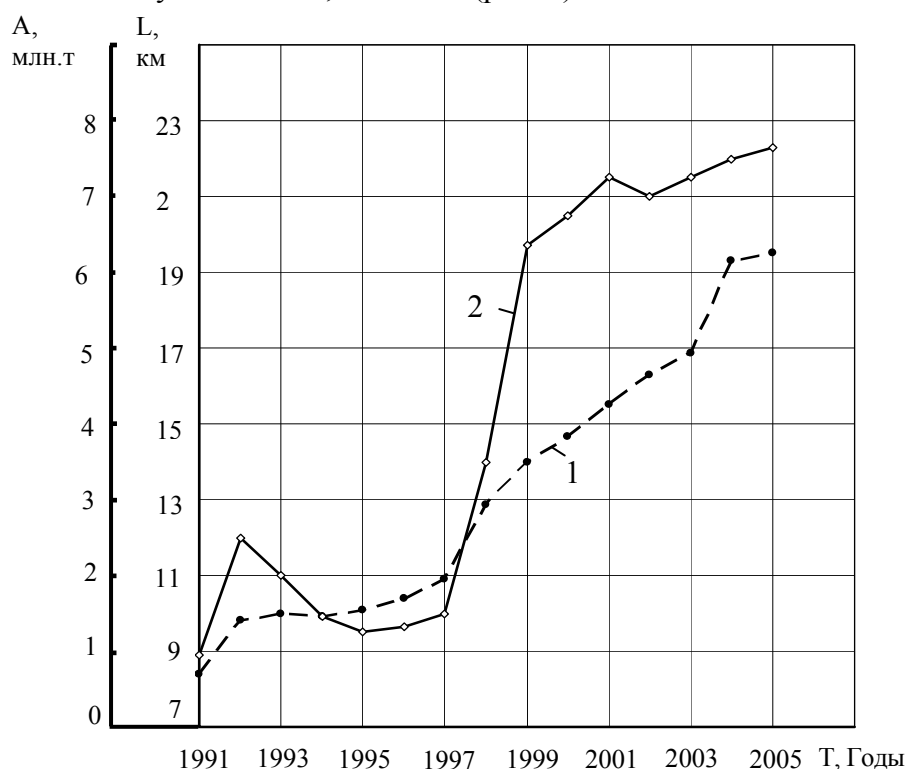


Рис. 1. Изменение объемов добычи угля и проведения подготовительных выработок по годам: 1 — изменение добычи угля; 2 — изменение объемов проведения подготовительных выработок

С ростом добычи угля увеличиваются и объемы проведения подготовительных выработок. Так, за указанный период на шахте «Красноармейская-Западная № 1» темпы проведения горных выработок возросли с 8896 до 22345 м/год (см. рис. 1). Однако удельный объем проведения подготовительных выработок уменьшился с 12,6 до 3,6 м на 1000 т добычи угля. Это объясняется тем, что на этой шахте была увеличена длина лав и, как следствие, уменьшилось количество выемочных выработок. Кроме этого шахта перешла на комбинированную систему разработки с повторным использованием откаточного штрека в качестве воздухоподающего. Это позволило сократить объем проведения выработок за счет ликвидации присечных штреков.

Несмотря на рост добычи стоимость проведения 1 п.м выработок постоянно увеличивается (за период с 2001 по 2005 годы стоимость сооружения 1 п.м выработки увеличилась с 3,36 до 6,85 тыс. грн./м), что приводит к увеличению себестоимости добываемого угля. Кроме этого большое влияние на себестоимость угля оказывают затраты на поддержание выработок, на долю которых приходится от 5 до 26% от общей себестоимости. Согласно [2] удельная протяженность поддерживаемых выработок на шахтах ПО «Красноармейскуголь» составляла 26,5 км на 1000 т суточной добычи. Причем на долю поддерживаемых выемочных выработок приходилось 48% от общей протяженности горных выработок.

Средняя трудоемкость поддержания горных выработок на 1000 т добываемого угля по Донбассу превышает 70 чел.-смен [3]. При этом затраты на поддержание выемочных выработок на шахтах Донбасса, разрабатывающих пологие и наклонные пласты, составляют 30–85% от суммарных затрат на поддержание всех выработок [4]. Это объясняется тем, что на устойчивость выемочных выработок оказывают влияние очистные работы.

Существенное влияние на изменение конвергенции пород в выемочных выработках оказывает влияние протяженность выработанного пространства [5] и скорость подвигания очистного забоя [6]. Так, в условиях шахты «Красноармейская-Западная № 1», с увеличением протяженности выработанного пространства с 40 до 880 м, конвергенция пород в выемочных штреках в зоне интенсивного смещения пород возрастает с 0,6 до 1,2 м.

В зоне опорного давления максимальные значения конвергенции пород наблюдаются при протяженности выработанного пространства равном 175–322 м. После первичной осадки основной кровли (мощного монолитного песчаника) с увеличением протяженности выработанного пространства происходит снижение и стабилизация конвергенции пород в зоне опорного давления.

С изменением скорости подвигания очистного забоя с 2,6 до 6,1 м/сут. происходит увеличение скорости смещения пород в выемочных выработках. Причем, в выработке, поддерживаемой в массиве, скорость смещения пород в 1,3–2,7 раз выше, чем в присечной выработке [6]. На расстоянии более 100 м от лавы скорость смещения пород в выработке, поддерживаемой в массиве, и в присечной выработке практически одинакова.

В особо сложных условиях находятся выемочные выработки на пластах, где в кровле залегают мощные монолитные и прочные породы. В таких случаях в зоне опорного давления значительно увеличивается концентрация напряжений, что снижает устойчивость выемочных выработок. При больших скоростях подвигания очистных забоев влияние мощных породных слоев на устойчивость выемочных выработок практически не изучено.

Опыт работы передовых шахт показал, что для обеспечения высокопроизводительной работы очистных забоев необходимо увеличивать скорость подвигания лав. Влиянию скорости подвигания очистных забоев на устойчивость выемочных вырабо-

ток посвящено много работ. Однако исследований при скоростях подвигания очистных забоев более 5 м/сутки довольно мало [6, 7]. В связи с этим в ИФГП НАН Украины были выполнены исследования по установлению влияния скорости подвигания очистных забоев на устойчивость выемочных выработок и при наличии в кровле пласта мощного монолитного песчаника. Исследования выполнялись в условиях шахты «Красноармейская-Западная № 1». Замеры конвергенции пород кровли и почвы производились в 12-ти выемочных выработках, которые проходились с помощью проходческих комбайнов.

Выемочные выработки проходились по пласту d_4 , мощность которого, в пределах обследуемых участков, изменялась от 1,55 до 1,97 м. Угол падения пласта находился в пределах 4–14°. В непосредственной кровле залегал песчаный сланец мощностью 0,5–1,5 м и с коэффициентом крепости по школе М.М.Протоdjаконова $f=5-6$. Выше песчаного сланца залегал песчаник мощностью 5,6–28,0 м и с $f=9-10$. Глубина ведения работ составляла 524–714 м.

Площадь поперечного сечения выработок в свету была равна $S=15,25 \text{ м}^2$. Выработки крепились металлической арочной податливой крепью с шагом установки 0,63 м и смешанной крепью (металлическая арочная податливая крепь и анкерные системы) с шагом установки 0,8–0,95 м.

Анкера устанавливались в кровле выработки между рамами (по 5–7 анкеров в ряду). Кроме этого устанавливалось три спаренных анкера, которые с помощью металлической планки усиливали несущую способность металлической арочной крепи. Все анкера имели длину 2,2–2,4 м и закреплялись в песчанике с помощью нормально или быстро твердеющего закрепителя. В качестве анкера использовались металлические штанги диаметром 25 мм.

При использовании столбовых систем разработки выемочные выработки погашались вслед за лавой. Откаточные штреки проходились в массиве, а вентиляционные вприсечку к выработанному пространству.

При использовании комбинированных систем разработки откаточные штреки поддерживались позади лавы для повторного использования в качестве воздухоподающего. Со стороны выработанного пространства выработки охранялись литой полосой.

В результате выполненных исследований установлено, что при наличии в кровле разрабатываемого пласта мощного монолитного песчаника впереди зоны опорного давления и в зоне установившегося горного давления скорость конвергенции пород кровли и почвы не зависит от скорости подвигания лавы и равна $V_m=0,2 \text{ см/сут.}$ и $V_{пр}=0,12 \text{ см/сут.}$ (где V_m и $V_{пр}$ — скорость конвергенции пород кровли и почвы впереди зоны опорного давления). В этих зонах поддержание выработок, но при наличии мелкоамплитудных дизъюнктивных нарушений скорость смещения пород кровли и почвы в зоне влияния нарушения увеличивается. В случае расположения нарушения впереди зоны опорного давления скорость конвергенции пород возрастает в среднем в 1,5 раза и составляет $V_m^H=0,3 \text{ см/сут.}$ (где V_m^H — скорость конвергенции пород у нарушения впереди зоны опорного давления). В зоне установившегося горного давления наличие мелкоамплитудного дизъюнктивного нарушения приводит к увеличению скорости конвергенции пород в среднем 1,33 раза (по сравнению с участками непопадающими в зону влияния нарушения), что составляет $V_{угд}^H=0,2 \text{ см/сут.}$ (где $V_{угд}^H$ — скорость конвергенции пород у нарушения в зоне установившегося горного давления).

Установлено, что на расстоянии 20 м от лавы (в зоне опорного давления) с изменением скорости подвигания очистного забоя с 1,07 до 7,0 м/сут. происходит увеличение скорости уменьшения высоты штрека с 1,1 до 6,6 см/сут.

Кроме скорости подвигания лавы на скорость уменьшения высоты штрека оказывает влияние и расстояние до очистного забоя [3, 5, 8]. Выполненные исследования

показали, что в условиях шахты «Красноармейская-Западная № 1» зависимость изменения скорости уменьшения высоты выемочного штрека в зоне опорного давления от скорости подвигания лавы и расстояния до нее описывается уравнением

$$V_{\text{м}}^{\text{од}} = 14,7 V_{\text{л}} L^{-0,86}, \quad (1)$$

где $V_{\text{м}}^{\text{од}}$ — скорость уменьшения высоты штрека, который поддерживается в массиве, см/сут.; $V_{\text{л}}$ — скорость подвигания очистного забоя, м/сут. ($V_{\text{л}} = 1,07 \dots 7,00$ м/сут.); L — расстояние до лавы в пределах зоны опорного давления, м.

В случае присечной выработки скорость уменьшения ее высоты в зоне опорного давления описывается уравнением

$$V_{\text{пр}}^{\text{од}} = 10 V_{\text{л}} L^{-0,86}, \quad (2)$$

где $V_{\text{пр}}^{\text{од}}$ — скорость уменьшения высоты присечной выработки, см/сут.

Отклонение расчетных значений скорости уменьшения высоты штрека от фактической не превышает 25%, что свидетельствует о надежности вычислений скорости уменьшения высоты штрека.

При наличии в кровле пласта мощных и монолитных породных слоев протяженность зоны временного опорного давления не постоянна. Она меняется в зависимости от длины зависающей консоли. Причем, впереди зоны временного опорного давления могут наблюдаться поднятия породных слоев [9].

Протяженность зоны опорного давления впереди очистного забоя при его отходе от разрезной печи на расстояние, превышающее шаг первичной осадки основной кровли, в данных условиях может быть определена по формуле

$$l_{\text{оп}} = (1,4 + 0,2 V_{\text{л}}) H^{0,57}, \quad (3)$$

где $l_{\text{оп}}$ — протяженность зоны временного опорного давления, м; H — глубина расположения выработки, м.

Возрастание скорости подвигания очистного забоя оказывает влияние не только на смещения пород в выемочных выработках, а и на величину газовыделения в пределах выемочного участка [10]. Так, с изменением скорости подвигания лавы с 0,5 до 3,0 м/сут. происходит увеличение абсолютного газовыделения из разрабатываемого пласта и выработанного пространства в 1,5 раза. В связи с этим при столбовой системе разработки достичь высоких нагрузок на лаву из-за большого газовыделения не представляется возможным. Для этого необходимо применять комбинированные системы разработки, предусматривающие прямоточное проветривание с выдачей исходящей струи на выработанное пространство по выработке, поддерживаемой за лавой в выработанном пространстве или на контакте с выработанным пространством.

Скорость подвигания лавы практически не оказывает влияния на скорость смещения пород при поддержании выемочных выработок в зоне установившегося горного давления. В таких условиях скорость смещения пород кровли и почвы постоянна и составляет $V_{\text{угд}} = 0,15$ см/сут. (где $V_{\text{угд}}$ — скорость смещения пород кровли и почвы в зоне установившегося горного давления на контакте с выработанным пространством, см/сут.).

На основании выполненных исследований установлено, что при наличии в кровле пласта мощного песчаника в зоне интенсивного смещения пород скорость конвергенции зависит от расстояния до лавы и скорости ее подвигания. Эта зависимость описывается уравнением

$$V_{\text{ис}} = 14 V_{\text{л}} L_{\text{и}}^{-0,7}, \quad (4)$$

где $V_{ис}$ — скорость суммарных смещений пород кровли и почвы в зоне интенсивного смещения пород, см/сут.; $L_{и}$ — расстояние до лавы в пределах зоны интенсивного смещения пород, м.

Протяженность зоны интенсивного смещения пород при отходе лавы от разрезной печи на расстояние, превышающее шаг первичной осадки кровли, может быть определена по формуле

$$L_{ис}=(1,5+0,2V_{л})H^{0,5}, \quad (5)$$

где $L_{ис}$ — протяженность зоны интенсивного смещения пород, м.

Отклонение расчетных значений величины суммарной скорости смещения пород кровли и почвы от фактической не превышает 22%, что свидетельствует о достаточной надежности вычислений.

Из изложенного можно сделать следующие выводы:

— впереди зоны временного горного давления и в зоне установившегося горного давления скорость конвергенции пород кровли и почвы практически постоянно и от скорости подвигания очистного забоя не зависит;

— в зоне опорного давления и зоне интенсивного смещения пород на скорость конвергенции пород в выемочных выработках существенное влияние оказывают расстояние до лавы и скорость ее подвигания;

— протяженность зоны временного опорного давления и зоны интенсивного смещения пород при мощности пласта 1,5–2,0 м зависит от скорости подвигания очистного забоя и глубины заложения выработки;

— используя приведенные зависимости можно прогнозировать величину смещения пород в выемочных выработках.

Библиографический список

1. **Нормативы** удельных объемов проведения подготовительных выработок на угольных шахтах. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1984. — 17 с.
2. **Нормативы** удельной протяженности поддерживаемых горных выработок. — М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1984. — 24 с.
3. **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. — 35 с.
4. **Морозов А.Ф.** Повышение устойчивости интенсивно деформирующихся подготовительных выработок глубоких шахт. — Автореф. дис... докт. техн. наук: 05.15.02 / МГИ. — М., 1992. — 30 с.
5. **Кольчик Е.И., Демченко А.И.** Повышение устойчивости выемочных выработок в зоне влияния очистных работ // ФТПГП. — Донецк: ИФГП НАНУ, 2004. — № 7. — С. 208–213.
6. **Демченко А.И.** Влияние скорости подвигания лавы на смещения пород в выемочных выработках // ФТПГП. — Донецк: ИФГП НАНУ, 2004. — № 7. — С. 119–121.
7. **Куклин В.Ю.** Задачи геомеханики охраны выработок в условиях интенсивной отработки угольных пластов // Геомеханическая механика. — Днепропетровск: ИГТМ, 2000. — № 23. — С. 54–57.
8. **Кольчик Е.И., Демченко А.И.** Влияние протяженности выработанного пространства на конвергенцию пород в штреке // Вісті Донецького гірничого інституту. — Донецьк: ДонНТУ, 2003. — № 2. — С. 82–84.
9. **Кольчик Е.И., Болбат В.А., Демченко А.И., Кольчик И.Е.** Влияние мощных породных слоев кровли на конвергенцию пород в выемочных выработках // Геомеханическая механика. — Днепропетровск: ИГТМ, 2005. — № 56. — С. 92–96.
10. **Носач А.К., Кольчик Е.И., Нестеренко В.Н., Исаенков А.А.** Влияние скорости подвигания лавы на метановыделение в очистном забое // Изв. Донецкого горного института. — Донецк: ДонНТУ, 2002. — № 2. — С. 32–33.

© Кольчик Е.И., 2006

УДК. 622.016.62

ТЕРЯНИК В.И. канд. техн. наук (Красноармейский индустриальный институт ДонНТУ)

К ОЦЕНКЕ ОБЛАСТИ ПРИМЕНЕНИЯ БЕЗНИШЕВОЙ ВЫЕМКИ ПРИ БЕСЦЕЛИКОВОЙ ОТРАБОТКЕ ПЛАСТОВ

Предложена методика и определена область применения безнишевой выемки при бесцеликовой отработке угольных пластов с учетом комплекса влияющих факторов.

В настоящее время на шахтах Украины широкое распространение получила бесцеликовая отработка угольных пластов, базирующаяся на расположении участков подготовительных выработок в зонах с пониженным горным давлением. Она осуществляется путем повторного использования выработок и проведением их вприсечку к выработанному пространству смежной лавы с оставлением податливого целика шириной до 5 м. Наряду с известными достоинствами такой технологии имеется и ряд проблем, из которых следует выделить проблему совершенствования технологии работ на сопряжениях лав с примыкающими выработками. Трудоемкость работ на этих участках составляет 20–25%, а в отдельных случаях достигает 30–50% и более общей трудоемкости очистных работ, а несовмещенная продолжительность их выполнения — 40–50% времени работы комбайнов по выемке угля.

Наряду с этим сопряжения являются также зонами повышенной опасности, на которых травмирование рабочих происходит в 2–3 раза чаще, чем на других участках очистного забоя [1].

Значения трудоемкости и продолжительности работ, а также уровня их безопасности во многом зависят от применяемой технологической схемы сопряжения лавы с примыкающей выработкой, которая характеризует не только его структуру, но и комплекс выполняемых в определенной последовательности во времени и в пространстве работ. Так при безнишевой выемке с комбайнами типа — ГШ 68, РКУ, УКД 300 и др. при полностью вынесенных в штреки приводах забойного конвейера в ряде горно-геологических и горнотехнических условий достигается значительное сокращение трудоемкости и продолжительности выполняемых на сопряжениях работ. Наряду с этим на практике также часто встречаются условия, в которых применение безнишевой технологии технически нецелесообразно или экономически не оправдано и сопровождается значительными показателями трудоемкости и продолжительности выполняемых работ. Это обусловлено недостаточным сечением штреков на сопряжениях с лавой, неудовлетворительном их состоянии, наличием неустойчивых и трещиноватых вмещающих пород и др. В этих случаях привода забойного конвейера, особенно на сопряжениях с вентиляционными штреками, располагаются в лаве, и при этом возникает необходимость подготовки ниш длиной до 4 м.

Такая схема в сложных условиях эксплуатации оказывается более эффективной по сравнению с безнишевой выемкой. Кроме этого, при повторном использовании штреков снятие и установка ножек их крепи, являющееся необходимым условием применения безнишевой выемки, как показали наблюдения, приводит к ухудшению состояния штреков, и, как следствие, к необходимым дополнительным затратам для обеспечения их удовлетворительного эксплуатационного состояния.

В связи с изложенным возникает необходимость в установлении рациональной области применения безнишевой технологии при бесцеликовой отработке пластов.

Для решения этой задачи используется метод экспертных оценок, базирующийся на получении, обработке и анализе информации от специалистов с применением специальных процедур, логических приемов и математических методов. Многолетний опыт специалистов, понимание существа рассматриваемой проблемы, их наблюдательность и интуиция помогают им обосновано оценить значения прогнозируемых величин и выбрать наиболее рациональные решения.

Для проведения группового экспертного опроса в соответствии с рекомендациями [2] были разработаны анкеты, в которые включены вопросы по оценке влияния на область применения технологии безнишевой выемки мощности и угла падения пласта, устойчивости пород кровли и почвы, а также бесцеликовых способов охраны выработок и др. Кроме этого в анкету был включен вопрос по оценке степени влияния процесса перестановки ножек крепи примыкающих к лаве выработок на увеличение стоимости их поддержания при породах кровли средней устойчивости.

Для оценки влияния мощности пласта экспертам предлагалось указать ее минимальное численное значение, выше которого целесообразно, по их мнению, применение безнишевой выемки угля, а угла падения пласта — максимальное его значение, выше которого нецелесообразно применение такой технологии.

Оценка области по устойчивости пород кровли и почвы производилась путем раздельного указания их группы.

Целесообразность применения технологической схемы безнишевой выемки при повторном использовании выработок и проведением их вприсечку к выработанному пространству устанавливалось выбором ответа «да» или «нет».

Оценка степени влияния процесса перестановки ножек крепи выработок на стоимость их поддержания при повторном использовании производилась путем указания интервала значений, на который, по мнению эксперта, она увеличивается.

Отбор группы экспертов был произведен в соответствии с рекомендациями работы [2]. В нее вошли высококвалифицированные специалисты шахт, ГХК, ОАО, ДонУГИ, Горного института Донецкого национального технического университета.

Для определения коэффициента компетентности группы экспертов принята шкала их рангов в следующем виде:

Специалист со стажем работы до 10 лет	-	1,0
То же с ученой степенью	-	1,5
Со стажем 11–20 лет	-	1,5
То же с ученой степенью	-	2,0
Со стажем более 20 лет	-	2,0
То же с ученой степенью	-	2,5

Коэффициент компетентности определялся по формуле

$$\beta = \frac{\sum v}{S},$$

где $\sum v$ — сумма различных рангов экспертов, привлекаемых к оценке; S — сумма рангов по предлагаемой шкале.

В результате произведенных расчетов в данном случае был получен коэффициент компетентности β , равный 0,86, что больше минимально необходимого 0,67.

Минимально необходимое число экспертов для получения достаточно объективных оценок, в соответствии с рекомендациями [2] определялось по формуле

$$N = \frac{t_{\alpha}^2}{\varepsilon_{\text{пр}}^2},$$

где t_α — аргумент функции Лапласа, определяемый по таблице при заданной надежности результатов экспертизы; $\epsilon_{пр}$ — предельно допустимая ошибка, выраженная в долях среднеквадратичного отклонения, задаваемая в начале опроса.

При принятой надежности результатов экспертизы $\alpha=0,9$ и предельно допустимой ошибке $\epsilon_{пр}=0,3$ минимально необходимое число экспертов равно 30. в проведенной экспертизе приняло участие 32 эксперта.

Обработка данных экспертизы проводилась по методике, изложенной в работе [2], при этом получены следующие результаты.

Влияние мощности пласта на возможность реализации безнишевой выемки не установлено. Практически все эксперты показали, что такая технология может быть реализована в любом диапазоне мощности пластов, обрабатываемых серийной узкозахватной техникой.

Среднее значение оценок предельного угла падения пласта, свыше которого нецелесообразно размещать приводы конвейера в штреке (точечная оценка для данной группы экспертов) характеризующее их обобщенное мнение $\hat{\alpha}_g$, равно 17,60, дисперсия оценок, характеризующая разброс мнений отдельных экспертов относительно среднего значения $\hat{D}(\alpha) = 50,10$, среднеквадратичное отклонение $\hat{\sigma} = 7,10$ и коэффициент вариации $V=40,3\%$. Анализ исходных данных показал, что имеются оценки двух экспертов ($\alpha=350$), далеко отстоящие от среднего значения $\hat{\alpha}_g$, которые могут считаться случайными или противоречивыми обобщенному мнению всех экспертов. Для установления этого был произведен анализ этих оценок в соответствии с методикой [2], который показал, что они являются противоречивыми и на этом основании отброшены. После этого получены новые показатели оценок предельного угла падения пласта:

$$\hat{\alpha}_g = 16,50; \quad \hat{D}(\alpha) = 31,10; \quad \hat{\sigma} = 5,60; \quad V=33,9\%.$$

Располагая статистическими показателями, спрогнозируем размер области, в которую с заданной вероятностью P попадает значение предельного угла падения пласта, свыше которого нецелесообразно размещать приводы конвейера в примыкающей к лаве выработке.

Эта область определяется по формуле [2]

$$\alpha_g - \Delta_1 \leq \alpha \leq \alpha_g + \Delta_2.$$

Для симметричного закона

$$\Delta_1 = \Delta_2 = t \frac{\hat{\sigma}}{\sqrt{m}},$$

где t — величина, определяемая для данного конкретного закона распределения при заданной вероятности P ; m — число экспертов.

Для нормального закона распределения оценок экспертов установлено, что величина t имеет распределение Стьюдента с $m-1$ степенями свободы [2]. Она определяется по таблицам в зависимости от $m-1$ и $1-P$. В нашем случае для $P=0,95$ и $m-1=29$ $t=2,04$.

$$\text{Тогда } \Delta_1 = \Delta_2 = 2,04 \frac{5,6}{\sqrt{30}} = 2,1.$$

Размер области равен $14,1^\circ \leq \alpha \leq 18,6^\circ$.

Анализ мнений экспертов о влиянии устойчивости вмещающих пород на область применения технологии безнишевой выемки показал, что 88,8% из них отметили целесообразность ее применения при породах кровли не ниже средней устойчивости, и 74,1% — при малопучащих породах почвы.

О влиянии бесцеликовых способов охраны выработок на возможность применения безнишевой выемки установлено следующее: 68,8% экспертов отметили нецелесообразность ее применения при выработках, используемых повторно, 62,5% экспертов высказали мнение о возможности применения схемы при наличии выработок, пройденных в массиве и сохраняемых для повторного использования и 75% — ответили положительно по поводу применения схемы при проведении выработок вприсечку к выработанному пространству.

При оценке увеличения стоимости поддержания штреков, предназначенных для повторного использования, за счет перестановки ножек крепи, эксперты указывали возможные границы ее изменения. В этом случае обработка результатов производилась следующим образом. [2].

Прежде всего, задавался закон распределения прогнозируемой величины между крайними оценками каждого эксперта. В качестве такого априорного закона распределения принят закон равномерной плотности:

$$f(\Delta C_i) = \frac{1}{\Delta C_{i \max} - \Delta C_{i \min}} \quad \text{при } \Delta C_{i \max} \leq \Delta C_i \leq \Delta C_{i \min};$$

$$f(\Delta C_i) = 0 \quad \text{— во всех остальных случаях.}$$

При этом среднее значение (точечный прогноз), даваемое каждым экспертом, определяется по формуле

$$\Delta C_i = \frac{1}{2}(\Delta C_{i \max} + \Delta C_{i \min}).$$

В дальнейшем обработка данных производилась по методике аналогичной вышеприведенной. Получены следующие результаты

$$\Delta \hat{C}_s = 23,6\%; \quad D(\hat{\Delta C}) = 79,8\%; \quad \hat{\sigma} = 8,9\%; \quad V = 37,7\%.$$

Оценивая их можно отметить, что перестановка ножек крепи, являющаяся обязательным требованием безнишевой выемки, оказывает существенное влияние на увеличение стоимости поддержания штреков, предназначенных для повторного использования, а коэффициент вариации свидетельствует о возможности ее практического использования.

Таким образом, на основании проведенного исследования при существующих форме сечений штреков, типе крепи и бесцеликовых способах их охраны, установлены следующие значения рациональной области применения технологии безнишевой выемки:

- мощность разрабатываемого пласта, м — любая при применении серийной узкозахватной техники;
- угол падения пласта, град — до 18;
- устойчивость пород кровли — не ниже средней
- устойчивость пород почвы — малопучащая.

Библиографический список

1. Намакштанский В.Я., Коглов Э.С. Безопасность труда в комплексно механизированных очистных забоях. — М.: Недра, 1979. — 127 с.

2. Бешелев С.Д., Гурвич Ф.Г. Математико-статистические методы экспертных оценок. — М.: Статистика, 1980. — 263 с.

© Теряник В.И., 2006

УДК 622.28

БАБИЮК Г.В. докт.техн.наук (ДонГТУ, г. Алчевск)

О ПЕРСПЕКТИВАХ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМЫ НЕНАДЕЖНОСТИ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

С использованием системных принципов обоснован ресурсосберегающий подход к обеспечению устойчивости горных выработок угольных шахт.

Традиционным средством обеспечения устойчивости выработок на угольных шахтах (свыше 90% от общего объема) является податливая крепь из специального взаимозаменяемого профиля (СВП) [1]. В основу назначения ее параметров положен принцип определения площади поперечного сечения в свету с запасом на осадку в течение всего срока службы выработки. Предполагается, что при совпадении направления наибольших смещений пород и конструктивной податливости рамы (арки) крепь из СВП способна при постоянном сопротивлении узлов податливости компенсировать от 300 мм до 1300 вертикальных смещений пород [2]. Однако, уходя от горного давления, крепь с чрезмерной податливостью и малым подпором, почти не препятствует формированию вокруг выработки зоны неупругих деформаций (ЗНД) и разрыхлению пород в ее пределах до состояния, неспособного противодействовать распространению разрушения в глубь массива [3]. Кроме того, параметры крепи из СВП выбирают без учета вероятностной природы функционирования выработки в структурно-неоднородном массиве с многопараметрическими геомеханическими процессами и явлениями, которым свойственны случайность и значительная изменчивость во времени и пространстве.

Такой ресурсозатратный подход к обеспечению устойчивости выработок, при котором в очень малой степени используется собственная несущая способность пород, привел за последние 30 лет, совместно с газовым фактором, к возрастанию площади сечения выработок в 2 раза (с 6–10 м² до 10–21 м²) и обусловил повсеместное распространение тяжелых профилей (27 и 33 кг/м). Это сопровождалось нерациональным расходом материалов, увеличением трудоемкости горно-проходческих работ и снижением скорости проведения выработок. Рост размеров выработок, в свою очередь, вызвал увеличение смещений пород и нагрузок на крепь, при этом надежность крепи из СВП снизилась, так как протяженность ремонтируемых выработок в настоящее время на порядок превышает протяженность вновь проходимых.

Для наглядной демонстрации проблемы предлагается посмотреть на нее с позиций системного подхода, идеи которого нашли широкое распространение во второй половине XX века. В горной науке понятие «система» в различной интерпретации используется при изучении массива пород; комплексов выработок; конструкций шахтной крепи; производственных процессов; агрегатов горных машин и пр. Надо сказать, что к настоящему времени уже накоплен некоторый опыт и сформулированы основные теоретические положения по отношению к отмеченным объектам. Однако отсутствие чет-

ких формулировок применительно к горной выработке и ее устойчивости обуславливает необходимость данного анализа.

В соответствии с общепринятым определением подземная горная выработка — это инженерное сооружение, созданное в результате ведения горно-проходческих работ для удовлетворения потребностей человека. По своей сущности выработка представляет собой искусственную полость, образованную буровзрывным или механизированным способом в породном массиве и снабженную при необходимости крепью для обеспечения ее устойчивости в течение заданного срока службы. В результате образования полости в массиве происходят геомеханические процессы, проявляющиеся в переходе пород в разрушенное состояние, смещениях породного обнажения и нагрузках на крепь, которая, контактируя с породами, противодействует дальнейшему развитию их разрушения.

Вышеприведенная характеристика выработки полностью соответствует определению технической системы [4, 5], под которой обычно понимают некоторую целостность (например, сооружение), представляющую собой совокупность элементов, находящихся в отношениях и связях друг с другом, и предназначенных для удовлетворения потребностей человека. При этом на природу элементов накладывается только одно ограничение, а именно, для данной системы (подсистемы) ее элементы должны быть относительно неделимыми. Другой постулат теории систем [5] гласит, что свойства объекта исследования определяются его структурой, под которой понимают обобщенную характеристику системных свойств, фиксирующих в абстрактной форме элементы и связи, их упорядоченность и организацию.

Для уяснения сути понятия структуры для выработки как геотехнической системы воспользуемся категориями термодинамики. С этой точки зрения технологические процессы проведения и поддержания выработки представляют собой обмен веществом, энергией и информацией, вследствие чего за получение полезного эффекта (выработки с заданной устойчивостью) полная система (шахта) расплачивается некоторым количеством ресурсов, т.е. терпит определенные издержки, выражаемые стоимостью этих ресурсов или затраченным рабочим временем. В этой связи производственная деятельность шахты характеризуется не только количеством добытого угля, но и связанными с этим затратами ресурсов, времени и другими потерями. Очевидно, чем ближе результат обмена, тем выше потенциал структуры геотехнической системы. Несоответствия между взаимодействующими элементами (противоречия структуры) наоборот проявляются в нерациональном расходовании ресурсов и повышении себестоимости продукции. В каждом конкретном состоянии геотехническая система обладает определенными свойствами, которым соответствует совокупность значений параметров (например, нагрузка со стороны массива пород и несущая способность крепи, смещения пород и конструктивная податливость крепи и т.п.), и посредством которых формализуется как условие равновесия системы, так и процесс ее деформирования. С ростом согласования параметров эффективность функционирования геотехнической системы повышается. Нарастание же противоречий между желаемым и действительным состоянием выработки при неизвестных путях преодоления этого расхождения, проявляющееся в бессмысленном расходовании ресурсов, наоборот, ведет к снижению эффективности геотехнической системы.

Развитие структуры любой технической системы осуществляется через противоречивое взаимодействие двух диалектических процессов: к росту организованности и к увеличению хаоса. Чем более развита и совершенна структура, тем ниже ее энтропия, и наоборот, потеря структурности ведет к нарастанию энтропии, понимаемой в нашем случае как непроизводительное расходование материалов, энергии и труда. Способность преодолевать внутренние противоречия взаимодействующих элементов геотех-

нической системы и достигать более высокого уровня организации ее структуры составляет суть управления технологическим процессом обеспечения устойчивости выработки.

Для обоснования перспектив решения проблемы воспользуемся традиционной классификацией развивающихся структур по их эволюционным свойствам, согласно которой они подразделяются на жесткие, дискретные и гибкие. Первый тип охватывает системы, состоящие из разнородных элементов, объединенных жесткой связью. Применительно к геотехнической системе элементами выступают различные формы проявлений горного давления в породном массиве, характеризующиеся конфигурацией ЗНД, смещениями пород, нагрузкой на крепь и т.д., и разнообразные типы крепи со своими параметрами (несущей способностью, податливостью и т.д.). При наличии жесткой связи крепь определенного типа хорошо приспособлена к функционированию при конкретных проявлениях горного давления. Их изменение по тем или иным причинам (например, в результате влияния очистных работ) нарушает сформировавшееся равновесие взаимодействия крепи с окружающими породами и выработка, как следствие, теряет свое свойство безопасной эксплуатации в течение заданного срока службы. Лишь объединенные вместе определенного типа крепи и соответствующие им проявления горного давления составляют устойчивую структурно-функциональную систему, свойства которой определяются наличием специфических связей и отношений между параметрами крепи и геомеханическими процессами.

Особенность жесткой структуры состоит в том, что для обеспечения равновесного состояния системы ее элементы взаимно дополняют друг друга по всему диапазону горно-геологических условий, посредством чего достигается высокая организованность, т.е., используя термодинамическую аналогию, минимум энтропии. Но такие системы очень уязвимы, если отсутствует возможность применения крепи определенного типа, а также в нестационарных условиях внешней среды и при неопределенных параметрах геомеханических процессов, так как жесткие структуры не способны перестраиваться (переналаживаться) и приспособляться к изменению горно-геологических ситуаций.

Противоположный тип составляют дискретные структуры, формируемые из множества однородных, подобных элементов, обладающих свойствам взаимозаменяемости. Их наглядным примером служит арочная податливая металлическая крепь из СВП. В силу своей одинаковости такие системы слабо дополняют друг друга и не обладают высокой организованностью. Однако в случае изменения условий внешней среды такие крепи проще приспособить за счет варьирования параметров (номера спецпрофиля, числа элементов, плотности установки крепи, сопротивления узлов податливости и др.) Таким образом, геотехнические системы с такими связями плохо организованы, но зато они способны быстро видоизменяться. Именно это качество позволяет крепям из СВП относительно успешно перекрывать весь диапазон проявлений горного давления в угольных шахтах. Однако параметры крепи из СВП назначаются на стадии проектирования без учета вероятностного распределения свойств массива горных пород и поэтому они также не способны приспособляться к изменениям геомеханических процессов и неконтролируемым внешним возмущениям.

Существует также третий тип структур, характеризующийся сочетанием достоинств двух первых. Это системы, у которых имеется управление, называемые гибкими. Такие системы, благодаря взаимодополняемости элементов, обладают высокой организованностью, а за счет способности различного сочетания элементов – высокой пластичностью. Таково, например, современное производство, управляемое при помощи автоматизированных систем. Принципам поведения гибких систем в некоторой мере соответствуют новый австрийский способ сооружения туннелей NATM [6] и крепи с

регулируемой несущей способностью [7, 8]. Однако эти способы направлены на управление подсистемой «крепь», а не «массив», и поэтому являются ресурсозатратными. Кроме того, в связи с неопределенностью свойств массива адаптивное управление геотехнической системой должно осуществляться на базе неформализованных данных, принципы которого до сих пор не разработаны.

Гибкий подход к решению проблемы ненадежности горных выработок проявляет уменьшить действие противоречий не путем подбора крепи к формам проявления горного давления, а за счет целенаправленного конструирования такой переменной структуры геотехнической системы, которая была бы способна к адаптации при вариации внешних условий либо оставалась инвариантной к ним. Широкие перспективы конструирования гибких систем для обеспечения устойчивости выработки открыло появление современных ЭВМ, которые позволяют оперативно обрабатывать данные геомеханического контроля для идентификации ситуации, моделировать многопараметрические геомеханические процессы в сложноструктурном массиве, ослабленном выработкой, и заменить беспорядочный перебор сознательным выбором рационального решения в соответствии с критерием

$$\mu^*(t, \tau): \sup W_i(\mu, t, \tau), \quad (1)$$

где $\mu^*(t, \tau)$ — рациональная стратегия из множества способов $M(t, \tau)$, которая с упреждением прогноза τ обеспечивает выполнение условия $W_i(\mu^*) \geq W_{i, \text{тp}}(\mu(t))$; W_i — изменяющийся во времени t показатель эффективности, представляющий собой вероятностную меру соответствия реального результата требуемому и определяемый как математическое ожидание от функции соответствия взаимодействующих параметров способа и среды; $W_{i, \text{тp}}$ — требуемое значение показателя эффективности, назначаемое директивно, исходя из требуемых качеств выработки, или определяемое путем минимизации стоимости выполнения поставленных задач; $\sup W_i(\mu, t, \tau)$ — наибольшее значение показателя эффективности W_i для выбранных способов обеспечения устойчивости выработки $M(t, \tau)$, которые являются рациональными к моменту времени t .

Запись (1) означает, что цели системной операции, а, следовательно, показатели и критерии, могут меняться во времени в зависимости от складывающейся ситуации. Использование такого критерия дает возможность выбрать не худшую стратегию $\mu^*(t, \tau)$ с точностью до ошибок прогнозирования на период прогноза τ . Принятие решений согласно (1) оказывается самым сложным по способу получения управляющих воздействий, но в то же время такой подход является наиболее приемлемым при проведении и эксплуатации выработок в неопределенных условиях.

Концепция адаптации наделяет геотехническую систему целеустремленным и гибким поведением. В ее рамках решения по обеспечению устойчивости выработки не следует принимать во всех деталях на всю обозримую перспективу на основе априорной информации, как предусмотрено в [2]. В любой момент времени должна сохраняться свобода выбора решений, которая заключается в принятии не одного лучшего решения, а нескольких приемлемых, и обеспечении возможности пересмотра, уточнения принятого решения по мере поступления текущей информации. В зависимости от складывающейся ситуации всегда остается возможность вернуться к предыдущему этапу и изменить ранее принятое решение так, чтобы осталась свобода выбора на последующих шагах. Этим обеспечивается гибкость управления и существенно повышается надежность функционирования выработки.

При проведении и поддержании выработок, в отличие от автоматизированных производств, такой подход предполагает подачу входа, его обработку и доставку выхода на вход через обратную связь не с помощью коммутационных схем, разработанных на основе определенного алгоритма, а самим человеком в ходе постоянного наблюде-

ния за состоянием выработки (геомеханического мониторинга) и оперативного принятия решений с использованием прогнозной и текущей информации. Диапазон входа подобных адаптивных систем является более широким, решения принимаются на основе неформализованных данных, а для конструирования гибких структур при решении проблемы обеспечения требуемой устойчивости выработки разработаны способы, основанные на локальной разгрузке массива от напряжений, выборе объемно-планировочного решения выработок с учетом напряженного состояния массива, анкерования и уплотнении пород, инъекционном упрочнении пород, обеспечении регулируемого режима работы рамной и сборной сплошной крепи [9]. Некоторые из способов детально исследованы в производственных условиях, в результате чего обоснованы их оптимальные параметры, разработаны технология и организация работ, доказана результативность и оценена экономическая эффективность.

Реализация предлагаемой концепции обеспечения устойчивости выработок затрагивает ряд вопросов. Во-первых, переход на качественно новый уровень управления состоянием породного массива, а также более полное использование несущей способности пород для обеспечения устойчивости выработок предъявляют повышенные требования представительности, точности и надежности исходных данных о напряженно-деформированном состоянии и прочностных свойствах пород. Поэтому для получения достоверной геомеханической информации следует создать на шахтах специальные службы, обладающие необходимым оборудованием и методиками. В их работе на договорных началах могут быть задействованы научные сотрудники из высших учебных заведений и специалисты из отраслевых НИИ. Во-вторых, для комплектации службы нужны квалифицированные кадры (подготовка данной специализации уже ведется в ДонНТУ) или введение в программы учебных заведений специальных курсов по контролю и управлению физическими процессами горного производства и формированию систем, гарантирующих надежность горных выработок. В-третьих, для проектирования, строительства и эксплуатации выработок с заданным уровнем надежности требуется разработка нового нормативного документа, учитывающего особенности функционирования выработки как геотехнической системы в условиях изменчивости и неопределенности геомеханической информации.

Библиографический список

1. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Кулдыркаев Н.И. Стальные рамные крепи горных выработок. — К.: Техніка, 1999. — 216 с.
2. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. Изд. 2-е, перераб. и доп. — СПб., 1991. — 125 с.
3. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. — К.: Наук. думка, 1989. — 192 с.
4. Горохов В.Г. Методологический анализ системотехники. — М.: Радио и связь, 1982. — 160 с.
5. Месарович М., Мако Д., Такахара И. Теория иерархических многоуровневых систем: Пер. с англ. — М.: Мир, 1973. — 334 с.
6. Альбертс Г.Ю., Цастрау К. Проходка горизонтальной породной выработки с использованием нового австрийского способа туннелестроения // Глюкауф, 1981. — № 7. — С. 20–26.
7. Картозия. Б.А., Пшеничный В.А. Теоретические основы крепления горных выработок крепью регулируемого сопротивления // Специальные способы строительства подземных сооружений и шахт. — М.: МГИ, 1984. — С. 600.
8. Быков А.В. Ускорить внедрение крепей регулируемого сопротивления на шахтах Донбасса // Шахтное строительство, 1986. — № 3. — С. 3–8.
9. Бабиюк Г.В. Системное обоснование и разработка адаптивных способов обеспечения надежности горных выработок: Автореф. дис... докт. техн. наук: 05.15.04 / Национальный горных университет. — Днепропетровск, 2005. — 35 с.

УДК 622.258

БОРЩЕВСКИЙ С.В. канд.техн.наук, ДРЮК А.А. инж., СИРАЧЕВ А.Ж. магистр (ДонНТУ), БАУЭР М.А. инж. (ЮРГТУ, Россия)

ПРИМЕНЕНИЕ ПРОНИКАЮЩЕЙ ГИДРОИЗОЛЯЦИИ В ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

Рассмотрены вопросы повышения гидроизоляционных и прочностных свойств бетона. Представлены результаты лабораторных исследований и предложены направления совершенствования бетонной крепи стволов.

Бетон широко используется как в надземном, так и подземном строительстве. Это объясняется его дешевизной, высокими физико-механическими и эксплуатационными свойствами.

Одним из недостатков недорогого и широкоиспользуемого материала является его высокая требовательность к технологии приготовления и укладки в подземных условиях с целью получения прочного, устойчивого к воздействию воды и агрессивной среды искусственного камня. При использовании бетона в качестве крепи горных выработок, происходит фильтрация воды через стенки сооружения и через технологические швы, которые неизбежны при ее возведении. Особое значение этот вопрос приобретает при использовании бетона в качестве крепи вертикальных стволов [1], т.к. является одной из причин подтопления проходческих забоев. Внешние неблагоприятные условия, агрессивные среды, грунтовые воды разрушают бетон, тем самым, уменьшая срок службы сооружения в целом и в значительной мере повышают расходы на эксплуатацию подземных сооружений, выполненных из бетона. Совместно с коллегами из Шахтинского института (филиал ЮРГТУ), в стройлаборатории кафедры СШиПС ДонНТУ были проведены исследования [2] по выяснению положительного влияния компонентов бетона и всевозможных добавок, повышающих гидроизоляционные и прочностные свойства бетона, в частности Американской компании *ICS/Penetron International Ltd* являющейся мировым лидером по производству материалов, для гидроизоляции, защиты и восстановления бетона, а именно — «Пенетрон», активные химические компоненты которого проникают глубоко в бетон и вызывают реакции, в ходе которых капилляры, микротрещины и поры бетона размером до 0,4 мм заполняются нерастворимыми кристаллами. При этом повышается класс водонепроницаемости бетонных и железобетонных конструкций, а также обеспечивается долговечная гидроизоляция — на весь срок службы бетонного сооружения. Использовались стандартные бетонные образцы из бетона, взятого на подземной БРУ ш. «Красноармейская-Западная №1» и в забое ствола, после прохождения по трубопроводам с поверхности к месту укладки в заопалубочном пространстве. В результате исследований было определено, что покрытие поверхности бетона составом «Пенетрон» увеличивает его прочность при сжатии на 5,51%, водонепроницаемость бетона увеличилась с марки *W6* до марки *W16*. Бетон же с добавкой «Пенетрон» увеличивает его прочность на 12,39% по сравнению с прочностью бетонов, где эти добавки не применяются, водонепроницаемость увеличилась с марки *W6* до марки *W20*. Было определено, что чем выше влажность бетонной структуры, тем эффективнее происходит процесс проникновения активных химических компонентов «Пенетрона» вглубь тела бетона. Заполненные нерастворимыми кристаллами капилляры, микротрещины и поры не пропускают воду, поскольку в действие приходят силы поверхностного натяжения жидкостей. Ажурная сеть кристаллов, заполняющая капилляры, препятствует фильтрации воды даже при наличии высокого

гидростатического давления. Данная система гидроизоляции имеет достаточно преимуществ перед используемыми в настоящее время, в на Украине, гидроизоляционными материалами (битум, жидкое стекло и т.п.) чтобы полностью заменить их, тем самым уменьшить расходы на эксплуатацию и поддержание подземных сооружений. Однако о применении «Пенетрона» в шахтном и подземном строительстве можно говорить только после лабораторной стендовой и шахтной экспериментальной проверки.

Вертикальные стволы, отнесены к первому классу горных выработок по важности [1], так как их отказ в работе приводит к остановке работы всей шахты. Поэтому эксплуатационная надежность стволов должна быть высокой, а принимаемые конструктивно технические решения по креплению и управлению горным давлением должны обеспечить безремонтную их эксплуатацию.

На наш взгляд, будущее, что подтверждается и зарубежным опытом (ЮАР), за стволами больших диаметров (8–10 м), когда стволы при наличии перемычек могут быть одновременно и вентиляционными и воздухоподающими. В общем случае зависимость скорости проходки стволов (V) от влияющих факторов может быть представлена в виде феноменологической формулы

$$V=f(H, D, q_1, q_2, Q, R_t, \delta, N), \quad (1)$$

где H — глубина ствола; D — диаметр ствола в свету; q_1, q_2 — относительные показатели мощности подъемных и погрузочных средств; Q — приток воды в ствол; R_t — приведенная реологическая прочность пород, МПа; δ — толщина бетонной крепи; N — число людей, работающих в забое.

При сооружении подобных стволов имеется ряд специфических проблем и особенностей, которые уже проявились на шахте «Красноармейская-Западная № 1» и им. А.Ф.Засядько.

Под влиянием воды понижаются прочностные и повышаются реологические свойства приконтурных пород, к примеру, представленных на ВПС №2 ш. А.Ф.Засядько в основном аргиллитами и песчаниками подверженными размоканию. Согласно геологическим характеристикам, на ВПС №2 происходит снижение прочности песчаников за счет водонасыщения в 2,5–3,0 раза (63,0–20,0 МПа), что соответствует снижению крепости пород забоя по шкале Протодяконова с 6 до 2 и влечет за собой значительные объемы вывалообразования, а при малых водопритоках на ВВС №2 реологическая прочность песчаников достаточно высока и колеблется в пределах 65–95 МПа, т.е. стенки ствола устойчивые, вывалообразование минимальное. Наряду с усиленным вывалообразованием на ВПС №2 ввиду слабых размокших пород, устойчивость стен ствола с увеличением диаметра уменьшается из-за того, что большой диаметр создает большие плоскости обнажения. При этом забой, представляющий собой в плане многоугольник, на малых диаметрах имеет меньшую длину граней, которые более аппроксимированы к кругу, и, следовательно, стенки ствола более устойчивы.

Обильные водопритоки на ВПС №2 не просто осложняли организацию работ, но исходя из того, что сооружение ствола приводит к изменению водообмена в водоносных горизонтах, вызванного дренирующим влиянием формирующейся полости ствола, провоцируется развитие в продуктивной толще новых областей гидроразгрузки зон водопонижения, в результате чего водоприток в ствол интенсифицируется, прочность пород и, особенно, устойчивость обнаженных стен забоя ствола падают, а это, в свою очередь, приводит к вывалам и удлинению во времени II фазы уборки породы, когда разлагающиеся песчаники размягчаются до «тестообразного» состояния. По данным ГОАО «Трест Донецкшахтопроходка» [2] влияние водопритоков более 15 м³/ч на скорость проходки составляет 15–20% (рис.1). Вопросы разработки ресурсосберегающих

технологий проходки вертикальных стволов в условиях повышенных водопритоков неразрывно связаны с решением ряда сложных технических и технологических задач уже на этапе составления проектов производства работ, до начала самой проходки. При этом существует несколько направлений такого решения: тампонаж горных пород с поверхности по периметру будущего ствола в соответствии с данными геологоразведки; тампонаж из забоя ствола при подходе к водоносным горизонтам и организация водопритоков как в приконтурном массиве, так и по стволу. К сожалению, в этом вопросе еще нет единого мнения. В последние годы нашими учеными и практиками совместно с ПО «Спецтампонажгеология» отработана технология комплексного метода тампонажа пород с целью охраны стволов [3], в котором гидроизоляция водоносных горизонтов осуществляется с поверхности через наклонно-направленные скважины. Создано новое научное направление по физико-механике тампонируемых трещиноватых, пористых и нарушенных пород (Кипко Э.Я., Полозов Ю.А., Фотиева Н.Н., Должиков П.Н., Трупаков Н.Г. и др.). Первые два направления широко применяются в шахтопроходческой практике, а организации водопритоков уделяется очень мало внимания, а ведь в этом кроются большие резервы и перспективы. Одним из элементов является создание высокопрочной гидравлически стойкой монолитной крепи вертикального ствола, в которой учтены «узкие места», а именно:

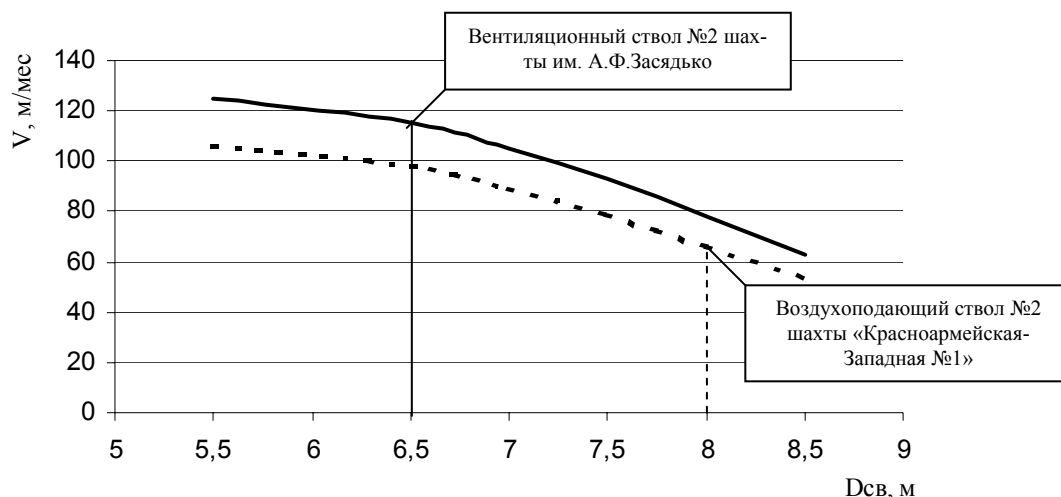


Рис. 1. Графики зависимости расчетной скорости проходки ствола от его диаметра в свету:

- при водопритоках до 6 м³/ч;
- при водопритоках более 15 м³/ч.

— стыковка старого бетона с новым при выполнении работ по возведению монолитной бетонной крепи стволов;

— увеличение гидростойкости бетонной крепи в процессе изготовления бетона при помощи всевозможных химических добавок;

— обеспечение водонепроницаемости, защиты и улучшения свойств бетонной крепи после набора бетоном проектной прочности за счет обмазочной гидроизоляции;

— создания системы «породный массив — гидроизоляция — крепь» за счет обмазочной или торкрет-бетонной изоляции обнаженного породного массива и добавок в бетон в процессе его изготовления и укладки за опалубку.

Этим направлениям и посвящены наши разработки. Прежде всего, необходимо уточнить, что понимать под определением «высокопрочный и гидростойкий бетон».

Создание высокопрочного бетона осуществляется в основном за счет повышения активности цемента и применения более совершенной технологии изготовления бетона. При этом совершенно не учитываются реологические свойства компонентов, входящих в состав бетонной смеси на прочностные характеристики бетона [4]. Так, немецкий исследователь А.Хуммель предлагал считать высокопрочным бетон прочностью в 70 МПа и выше [5]. С.А.Миронов считал высокопрочными бетоны марок 300–500 [4]; А.Е.Десов, В.М.Москвин и Б.Г.Скрамтаев предлагали считать бетоны высокопрочными, если предел их прочности при сжатии выше 60 МПа и, кроме того, другие показатели (прочность при растяжении, морозостойкость) должны быть, по их мнению, также соответственно высоки [6]. Международная комиссия по высокопрочному бетону предлагает считать высокопрочными бетоны прочностью выше 100 МПа. Можно было бы продолжить подобные примеры, однако разница будет только в предлагаемой цифре — марке бетона, определяющей понятие «высокопрочный». Таким образом, несмотря на различие в величине прочности бетона, все эти предложения объединяет одно: в качестве определяющего фактора принимается лишь показатель марочной прочности бетона.

По нашему мнению, это не совсем верно, так как количественные характеристики прочности не учитывают целого ряда особенностей высокопрочных бетонов, качественно отличающих их от обычных. Поэтому, несмотря на одинаковую прочность, следует отдать предпочтение бетону более плотному, и, следовательно, более морозостойкому, водонепроницаемому и долговечному. Однако следует учитывать тот факт, что приготовить и уложить такой бетон гораздо труднее.

Работа проводилась в направлении установления доли вклада химических добавок и цементосодержащих гидростойких расширяющихся смесей для гидроизоляции тела бетонной крепи вертикальных стволов и стыков бетонной крепи по методике Донецкого Промстройинипроекта [7]. Для этого выполнялось сравнительное испытание стандартных бетонных образцов, полученных во время возведения монолитной бетонной крепи скипового ствола ш. «Красноармейская-Западная № 1» на поверхности путем отбора в приствольном БРУ и после прохода бетонной смеси по бетонопроводу непосредственно в забое ствола. В продолжение ранее проведенных исследований по влиянию реологических характеристик заполнителей бетона [4], выполнялись сравнительные испытания образцов обычного тяжелого бетона, образцов этого же бетона с нанесением на их поверхность гидроизоляционного состава «Пенетрон» и образцов бетона с введением в его состав сухой цементной смеси «Пенетрон» [8] для выяснения влияния этой смеси на повышение гидростойкости бетона.

Важнейшим достоинством данной смеси является то, что:

- материалами можно обрабатывать как внутренние, так и внешние стороны конструкции, независимо от направления давления воды;
- материалы системы применяются по влажной или свежееуложенной поверхности;
- не требуется предварительная сушка поверхности;
- технология применения материалов не требует сложной и длительной подготовки поверхности;
- в случае механического повреждения поверхности, приобретенные гидроизоляционные и защитные свойства бетонной конструкции не меняются;
- обработанный бетон приобретает коррозионную стойкость к воздействию химических веществ;
- использование материалов позволяет повысить морозостойкость и прочность бетона;
- обработанный бетон приобретает способность к самозалечиванию.

Для сравнительных испытаний перечисленных бетонов приготавливались бетонные смеси. Компонентами бетонных смесей являлись портландцемент марки М400 производства ОАО «Краматорского цементно-шиферного комбината «ПУШКА», щебень гранитный фракции 5–20 мм Караньского карьера, песок кварцевый Краснолиманского месторождения.

Нанесение состава «Пенетрон» на поверхность бетонных образцов и введение добавки «Пенетрон» производилось в соответствии с «Инструкцией по применению гидроизоляционного состава «Пенетрон».

Результаты испытаний образцов бетона на прочность при сжатии приведены в табл. 1.

Табл. 1. Результаты испытаний образцов бетона на прочность

Вид бетона	№ п/п	Размеры образцов, см	Масса образцов, г	Плотность, кг/м ³		Разрушающая нагрузка, Н	Предел прочности на сжатие, МПа	
				ед.	среднее		един.	среднее
Обычный тяжелый	1	10×10×10	2419	2420	2422	371250	34,32	34,68
	2	10×10,1×10	2446	2422		368750	34,68	
	3	10×10×10,1	2449	2425		372500	34,43	
Обычный тяжелый с поверхностью, покрытой «Пенетрон»	1	10×10×10	2420	2420	2422	375000	35,94	36,59
	2	10×10,1×10	2446	2422		382500	36,76	
	3	10×10×10,1	2449	2425		386250	37,07	
Обычный тяжелый с добавкой «Пенетрон»	1	9,9×10×10	2416	2440	2434	395000	37,95	38,98
	2	10×10,1×10	2456	2432		406750	38,98	
	3	10×10,1×10,1	2479	2430		417500	40,01	

Испытание бетонных образцов на водонепроницаемость производилось ускоренным методом в соответствии с ГОСТ 12730.5-84* «Бетоны. Методы определения водонепроницаемости» с использованием фильтратометра ФМ-3 по методике, изложенной в «Руководстве по эксплуатации фильтратометра ФМ-3 и методу определения водонепроницаемости бетона», г. Донецк, 1985 год.

Коэффициент фильтрации бетона K_{ϕ} (см/с) определяли по формуле

$$K_{\phi} = (m \cdot \delta^2 / 240 \cdot \tau \cdot P)^{1,31}$$

где m — коэффициент водопоглощения, Н/см³; δ — путь фильтрации, равный $D/2$, см; τ — время испытания образцов, см; P — избыточное давление в фильтратометре, МПа.

Коэффициент водопоглощения m определяли по формуле

$$m = \frac{Q}{1,08 \cdot V},$$

где Q — вес воды поглощенной бетоном, Н; V — объем бетона, насыщенного водой.

$$V = \pi \cdot D^3 / 12$$

Среднее значение коэффициента фильтрации бетона определяли по данным шести испытаний.

Результаты испытаний на водонепроницаемость приведены в таблице 2.

Табл. 2. Результаты испытаний образцов бетона на водонепроницаемость

Вид бетона	№ образцов	Коэффициент фильтрации бетона, см/с	Среднее значение	Марка бетона по водонепроницаемости	Среднее значение
Обычный тяжелый	1	$2,34 \cdot 10^{-9}$	$1,74 \cdot 10^{-9}$	W4	W6
	2	$1,38 \cdot 10^{-9}$		W6	
	3	$1,44 \cdot 10^{-9}$		W6	
	4	$2,1 \cdot 10^{-9}$		W4	
	5	$1,24 \cdot 10^{-9}$		W6	
	6	$1,9 \cdot 10^{-9}$		W6	
Обычный тяжелый с поверхностью, покрытой «Пенетрон»	1	$2,97 \cdot 10^{-11}$	$2,05 \cdot 10^{-11}$	W16	W16
	2	$1,56 \cdot 10^{-11}$		W12	
	3	$2,89 \cdot 10^{-11}$		W16	
	4	$2,07 \cdot 10^{-11}$		W16	
	5	$1,24 \cdot 10^{-11}$		W18	
	6	$1,67 \cdot 10^{-11}$		W16	
Обычный тяжелый с добавкой «Пенетрон»	1	$0,40 \cdot 10^{-11}$	$0,51 \cdot 10^{-11}$	W20	W20
	2	$0,36 \cdot 10^{-11}$		W20	
	3	$1,08 \cdot 10^{-11}$		W18	
	4	$0,38 \cdot 10^{-11}$		W20	
	5	$0,36 \cdot 10^{-11}$		W20	
	6	$0,47 \cdot 10^{-11}$		W20	

Таким образом, в результате испытаний установлено, что применение состава «Пенетрон» для нанесения его на поверхность бетона увеличивает прочность последнего на 5,51%, водонепроницаемость бетона увеличилась с марки W6 до марки W16. Бетон же с добавкой «Пенетрон» увеличивает его прочность на 12,39% по сравнению с прочностью бетонов, где эти добавки не применяются, водонепроницаемость увеличилась с марки W6 до марки W20

Следовательно, «Пенетрон», состоящий из портландцемента, очень тонко измельченного кремниевого песка и различных активных химических добавок, является уникальным материалом химической обработки для обеспечения водонепроницаемости, защиты и улучшения свойств бетона вертикального ствола. Эти активные добавки вступают в реакцию с влагой в только что приготовленном бетоне с побочными продуктами гидратации цемента, вызывая каталитическую реакцию, в результате которой создается нерастворимая кристаллическая структура в порах и капиллярных каналах бетона и вмещающих ствол породах. «Пенетрон» становится составной частью бетона, формируя с ним единое целое. Гидроизоляционная и защитная система «Пенетрон» на 100 процентов совместима с бетоном, а кристаллические новообразования «Пенетрона» блокируют проникновение воды. Результатом применения данных материалов является заполнение капилляров, микротрещин и пор бетона нерастворимыми разветвленными игольчатыми кристаллами на глубину до нескольких десятков сантиметров сплошным фронтом. Таким образом, бетон становится герметичным от проникновения воды или жидкостей с любой стороны. Бетон также защищается от коррозии при воздействии окружающей среды.

Для герметизации стыков старого и нового бетона возможно применение «Пенекрита» [8] — цементной водостойкой укрепляющей строительной сухой смеси, применяемой для гидроизоляции стыков и примыканий, швов и трещин, имеющих в бетонных конструкциях. Она состоит из портландцемента, специально обработанного кварцевого песка и набора активных химических элементов. «Пенекрит» является вспомогательным, безусадочным, шовным материалом, однако о применении его в шахтном и подземном строительстве можно говорить только после лабораторной стендовой и шахтной экспериментальной проверки.

Самокритично отметим: пока еще разнообразие условий строительства стволов не позволило создать универсальный метод изоляции обводненных пород с различными фильтрационными свойствами и надежно защищающий ствол, который бы базировался на единых технологических особенностях и в этом плане нашим специалистам надо много поработать. Представляется, что поиск новых технических решений по креплению стволов в обводненных породах должен ликвидировать недостатки технологии крепления при наличии водопритоков путем возведения заходок временной крепи с нагнетанием тампонажного раствора и образованием противотрационного ограждения перед сооружением крепи постоянной с последующим устройством закрепных гидроизоляционных завес современными материалами. Такие технологии обеспечат существенное снижение трудоемкости работ и повышение качества.

Было определено, что чем выше влажность бетонной структуры, тем эффективнее происходит процесс проникновения активных химических компонентов «Пенетрона» вглубь тела бетона. Заполненные нерастворимыми кристаллами капилляры, микротрещины и поры не пропускают воду, поскольку в действие приходят силы поверхностного натяжения жидкостей. Ажурная сеть кристаллов, заполняющая капилляры, препятствует фильтрации воды даже при наличии высокого гидростатического давления. Данная система гидроизоляции имеет достаточно преимуществ перед используемыми в настоящее время, в на Украине, гидроизоляционными материалами (битум, жидкое стекло и т.п.) чтобы полностью заменить их, тем самым уменьшить расходы на эксплуатацию и поддержание подземных сооружений. Однако о применении «Пенетрона» в шахтном и подземном строительстве можно говорить только после лабораторной стендовой и шахтной экспериментальной проверки.

Выводы

1. Вопросам организации водопритоков как в приконтурном массиве, так и по стволу при разработке технологий проходки вертикальных стволов необходимо уделять особое внимание.

2. Сооружение стволов больших диаметров требует новых подходов к проектированию как видов крепей, так и их конструкций, совершенствования организации проходки (точный геологический прогноз, повышенная надежность оснащения, усовершенствованные методы водоподавления и водоотлива, уточненная нормативная база). Доказано, что диаметр ствола — это комплексный системный показатель, влияющий на скорость проходки с точки зрения ее организации и учета геомеханических условий.

3. Необходимо максимальное использование новых нетрадиционных материалов и технологий, позволяющих повышать механические свойства бетонной крепи, в том числе их гидроизолирующую способность.

Библиографический список

1. **Руководство по проектированию** подземных горных выработок и расчету крепи / ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. — М.: Стройиздат, 1983. — 272 с.

2. Звягильский Е.Л., Байсаров Л.В., Ильяшов М.А., Новик Е.Б., Левит В.В. Геомеханические и организационные особенности проходки стволов большого диаметра // Уголь Украины, 2003. — № 7. — С. 3–8.

3. Кипко Э.Я. Исследование и тампонаж обводненных трещиноватых горных пород через скважины, пробуренные с поверхности, при сооружении капитальных горных выработок: Автореф. дис. ... докт.техн.наук: 05.15.04 / ДГИ. — Днепропетровск, 1989. — 33 с.

4. Шевцов Н.Р., Борщевский С.В., Антоневич Ю.И., Бабичев В.А., Новиков С.А. Влияние реологических характеристик заполнителей на получение сверхпрочной бетонной крепи // Наукові праці ДонНТУ. Серія: "Гірничо-геологічна". Випуск 72. — Донецьк: ДонНТУ, 2004. — С. 97–102.

5. Хуммель А. О технологии высокопрочного бетона / Сборник иностранных переводов, 1955. — № 2.

6. Миронов С.А., Аробелидзе Г.А. Вопросы технологии высокопрочного бетона. «Бетон и железобетон», 1955. — № 4.

7. Заключение Донецкого Промстройинипроекта о результатах определения основных сравнительных параметров гидроизоляционных составов. Договор № 7/110-05 от 12.03.2005 г.

8. <http://www.syrina.com>.

© Борщевский С.В., Дрюк А.А., Сирачев А.Ж., Бауэр М.А., 2006

УДК 622.016.3.112.3

КАСЬЯН Н.Н., докт. техн. наук, ПЕТРЕНКО Ю.А., НОВИКОВ А.О., кандидаты техн. наук, ОВЧАРЕНКО Н.А., инженер (ДонНТУ)

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕКРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК, ОБЕСПЕЧИВАЮЩЕЙ ИХ УСТОЙЧИВОСТЬ В ПОСЛЕРЕМОНТНЫЙ ПЕРИОД

Приведен анализ существующих технологий перекрепления выработок. Представлены результаты лабораторных исследований нового способа перекрепления выработок, исключающего возможность обрушения пород.

По данным обследований состояния горных выработок шахт Донбасса, проведенных ДонНТУ, протяженность поддерживаемых выработок составляет около 16 тыс.км. Около 80% выработок закреплены металлической податливой крепью. В настоящее время на шахтах деформировано более 20% поддерживаемых выработок. Ежегодно протяженность выработок, находящихся в неудовлетворительном состоянии возрастает на 2–3%, в то время как из года в год ремонтируется не более 78% от протяженности выработок, нуждающихся в ремонте. Стоимость перекрепления достигает 3,5–4,0 тыс. грн. на метр выработки, а трудоемкость поддержания — почти 50 чел. см на 1000 т добычи.

По имеющимся данным, средний удельный объем крепления составляет на шахтах около 16 м на каждые 1000 т добываемого угля, а средний удельный объем перекрепления — 7,5 м на каждые 1000 т.

Приведенные выше данные свидетельствуют о том, что в ближайшие годы ремонт и перекрепление выработок, как способ их поддержания, останутся одним из основных участков производственной деятельности шахт.

Ведение любых ремонтных работ в выработках (замена затяжки, замена деформированной крепи или ее элементов, подрывка пород почвы и т.д.), связанных с изменением формы и размеров существующего породного обнажения, приводит по данным исследований [1, 2] к временному увеличению интенсивности смещений пород на их контуре в 2–16 раз, по сравнению с интенсивностью смещений, зафиксированной в пе-

риоды, предшествующие ремонту. Ремонт выработок осуществляется, как правило, при отсутствии требуемых по Правилам безопасности зазоров между транспортными средствами и крепью. Геомеханическое состояние вмещающего массива к моменту начала работ при этом не учитывается. Особенно следует отметить, что при ремонте выработок, связанных с заменой элементов крепи, в 32% случаев зафиксированы выпуски породы. В 55% случаев вес выпускаемой породы на 20–25% превышал несущую способность крепи.

Наличие пустот в закрепном пространстве после перекрепления выработки негативно сказывается на ее послеремонтном состоянии, что вызывает необходимость в последующих перекреплениях.

Кроме этого, обрушения пород и завалы выработок, наблюдающиеся при перекреплении приводят к перебоям в работе транспорта, простоям отдельных участков и шахт в целом, увеличивают затраты средств и труда на ремонт, являются причиной производственного травматизма.

По данным Управления Донецкого округа Госгортехнадзора, уровень травматизма на работах, связанных с перекреплением выработок и разбором завалов составляет около 35% от общего количества несчастных случаев на подземных работах.

По данным этого же ведомства, до 90% обрушений пород происходят в призабойном пространстве, на незакрепленном участке перекрепляемой выработки (впереди места ремонта), около 7% обрушений происходят позади забоя (позади места ремонта) и 3% — непосредственно в призабойном пространстве и распространяются в сторону не отремонтированной выработки (вперед от места ремонта).

В связи с выше изложенным, в целях улучшения технико-экономических показателей и повышения безопасности работ, актуальным является вопрос обоснования рациональной технологии перекрепления, обеспечивающей предотвращение обрушений при извлечении «старой» крепи и устойчивое состояние выработок в послеремонтный период.

В основу типовой технологии перекрепления горной выработки на шахтах положены разработанные в середине 80-х годов, в объединении «Донецкуголь» стандарты предприятия, устанавливающие общие правила технологии ведения работ при перекреплении, а также типовые технологические процессы и операции ее реализации.

Традиционная технология перекрепления выработки заключается в следующем (рис 1). На расстоянии 5–7 м в обе стороны от места перекрепления устанавливаются временные усиливающие элементы (ремонтини). Производится разборка (вырубка) затяжек (от 2 до 5 штук, в зависимости от устойчивости обнажаемых пород) и выпуск породы при помощи оборника длиной 1,5–2,0 м. По мере разборки породы обнаженное пространство перекрывается затяжками. Производится временное крепление. После освобождения верхняка деформированной рамы от породы, он снимается со стоек, после чего извлекаются стойки. При необходимости, перед установкой новой рамы бока выработки раскашиваются и разделяются лунки под стойки крепи. После этого устанавливаются стойки новой крепи и соединяются планками с ранее установленной рамой. Временная крепь демонтируется, производится оборка кровли, устанавливается верхняк, затягиваются кровля и бока выработки и забучивается закрепное пространство. Участок между «новой» и «старой» крепью затягивается деревянными щитами.

При угрозе обрушения сильно деформированных пород и разборе завалов применяют опережающую шильевую крепь.

Основным недостатком применения опережающей забивной крепи является высокая трудоемкость работ и низкие темпы ремонта выработки.

Перекрепление выработок по выше описанным технологическим схемам, как правило, сопровождается неконтролируемым выпуском разрушенных пород прикон-

турной зоны. При этом объем выпускаемой породы зачастую превышает величину, необходимую для получения проектного сечения выработки, и вокруг вновь возводимой крепи образуются большие пустоты, которые нужно забучивать или тампонировать.

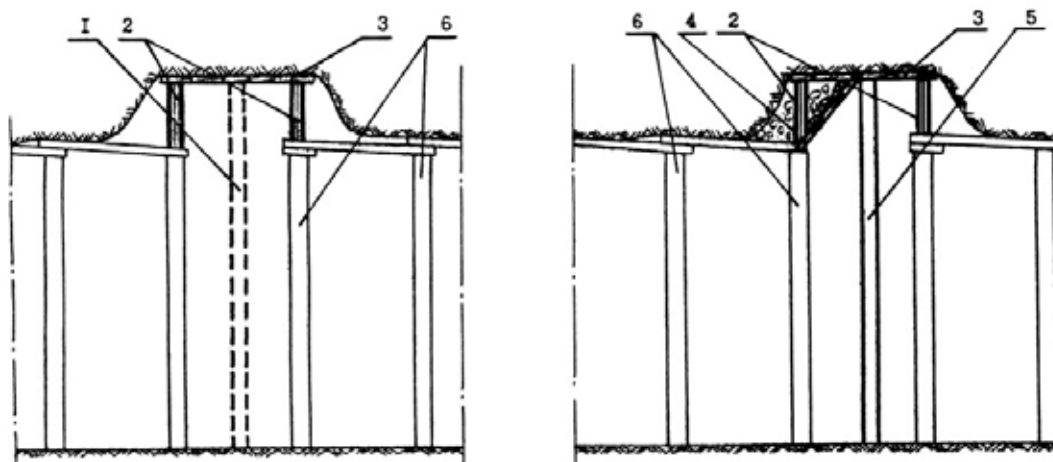


Рис. 1. Технологическая схема перекрепления выработки: 1 — место установки новой рамы; 2 — стойки временной крепи; 3 — верхняк рамы временной крепи; 4 — затяжка; 5 — «новая» рама; 6 — рама «старой» крепи

Обследование состояния отремонтированных выработок, проведенное ДонНТУ на шахтах «Трудовская», «Украина», «Бутовская», им.М.И.Калинина и др. показало, что образующиеся при перекреплении пустоты от обрушения пород, тщательно не закладываются. Это способствует интенсивным деформациям вмещающего отремонтированную выработку массива и во многих случаях приводит к повторным деформациям крепи.

Таким образом, применяемая на шахтах традиционная технология ремонта выработок не обеспечивает контролируемый выпуск породы при перекреплении и сохранение устойчивости отремонтированной выработки.

С целью устранения выше указанного недостатка, в ДонНТУ была разработана технология перекрепления выработок, основанная на инъекционном упрочнении пород [3]. Применение предварительного инъекционного упрочнения приконтурного массива позволяет уменьшить переборы пород при перекреплении выработок и повысить безопасность ремонтных работ. Сущность предлагаемой технологии заключается в следующем (рис.2). В кровлю ремонтируемой выработки бурят скважины, в которые устанавливают герметизирующие устройства. При этом, одновременно с нагнетанием укрепляющих растворов в одни скважины производят отсос воздуха из других скважин. Этим обеспечивается направленное движение укрепляющих растворов в пределах заданных участков вмещающего выработки массива. С целью устранения протекания укрепляющего раствора в породы, подлежащие выемке, при перекреплении, через скважины для укрепления, подают сжатый воздух в пределах участков скважин, расположенных в этих породах.

Вместе с тем технологии перекрепления с использованием предварительного инъекционного упрочнения пород связаны с большими расходами укрепляющих материалов и необходимостью иметь специальное оборудование для производства работ.

Кроме того, существенным недостатком этих технологий является то, что инъекционному укреплению подвергаются как породы за пределами проектного контура новой выработки, так и часть пород, которые будут извлечены при расширении старой выработки.

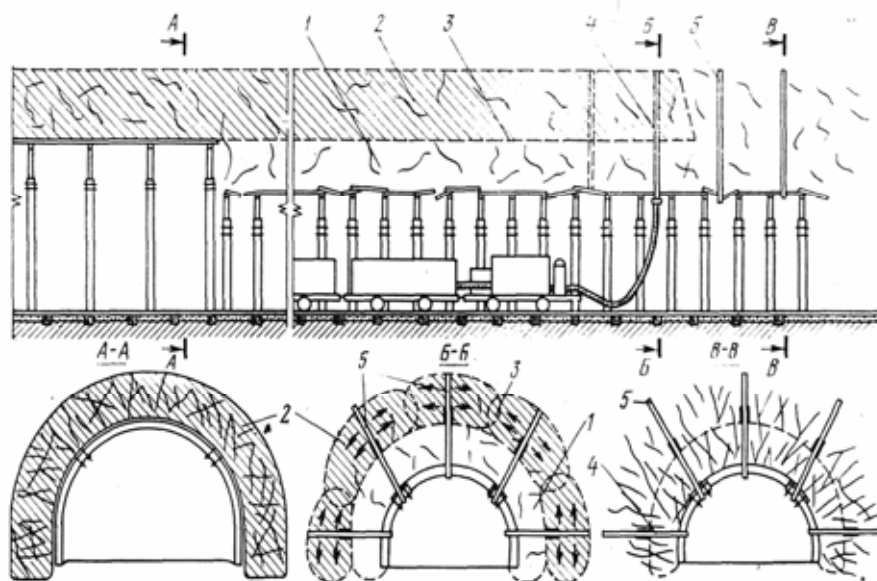


Рис. 2. Технологическая схема перекрепления выработок с использованием инъекционного упрочнения пород: 1 — выпускаемый породный массив; 2 — упрочненная породная оболочка; 3 — проектный контур выработки; 4 — распорно-изолирующее устройство; 5 — инъекторы

Анализ существующих технологий перекрепления выработок показывает, что все они связаны с высокой трудоемкостью и стоимостью работ, и не обеспечивают высоких темпов их производства. Рассчитывать же на широкое применение технологий перекрепления выработок с использованием укрепляющих составов в силу выше изложенных причин не приходится.

Решение данной технической задачи, на наш взгляд, необходимо искать в комплексном подходе к проблеме. С одной стороны необходимо совершенствовать технологию перекрепления выработок, с целью повышения безопасности работ, снижения их стоимости и трудоемкости. С другой стороны она должна минимально нарушать сложившееся в массиве, к моменту ремонта, равновесное состояние и обеспечивать устойчивое состояние выработок в после ремонтный период.

В ДонНТУ проводятся исследования в направлении разработки новой технологии перекрепления горных выработок, обеспечивающей реализацию выше изложенных требований. Идея новой технологии основывается на следующих соображениях.

Производство ремонтных работ нарушает уже сложившееся равновесное состояние породного массива в ЗРП. Расширение выработки приводит к увеличению площади породного обнажения, где на момент производства ремонтных работ отсутствует отпор крепи (старая крепь уже убрана, а новая еще не установлена). Такая ситуация может спровоцировать неуправляемый выпуск разрушенных пород, либо способствовать отделению некоторого объема пород от общей массы, который после установки новой крепи будет участвовать в ее нагружении. При этом объем пород, который отделяется от окружающего выработку массива может увеличиваться во времени. При этом крепь работает в режиме «заданной нагрузки». Такая интерпретация механизма нагружения крепи, после выполнения ремонтных работ, дает объяснение причины увеличения, скорости смещения породного массива.

Сущность новой технологии ремонтных работ заключается в том, что с помощью технических средств в зоне возможного обрушения пород за пределами проектного контура восстанавливаемой выработки создается распор, способствующий за счет увеличения силы трения между породными фрагментами обеспечить их самоподдер-

жание. Для этого (рис.3), в зону возможного обрушения пород 5 со стороны старой крепи 3 проводятся скважины, в которых создается распор на участке от границы зоны возможного обрушения до проектного контура новой крепи 2. После расширения старой выработки 3 устанавливается новая крепь 2.

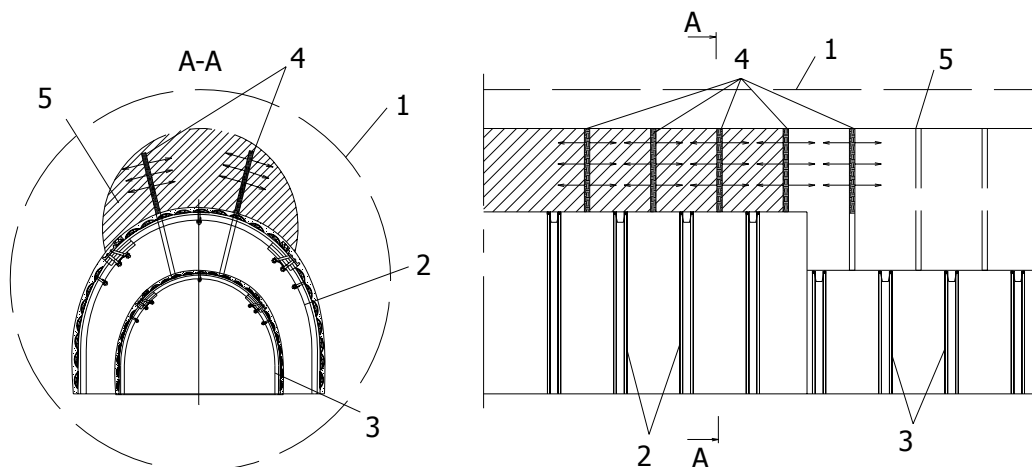


Рис.3. Предлагаемый способ предотвращения обрушения пород в перекрепляемой выработке: 1 — зона разрушенных пород; 2 — новая крепь; 3 — старая крепь; 4 — скважины для создания распора в породах; 5 — зона возможного обрушения пород

С целью оценки технической возможности реализации данного способа и его эффективности, были выполнены лабораторные исследования.

Идея эксперимента заключалась в определении минимального распора, создаваемого внутри разрушенных пород для обеспечения их самоподдержания.

Для проведения исследований была создана установка (рис. 4), состоящая из следующих элементов: 1 — емкость заданного объема; 2 — элемент, создающий распор в породе; 3 — гибкий шланг.



Рис.4. Общий вид установки для лабораторных исследований: 1 — емкость заданного объема; 2 — элемент, создающий распор в породе; 3 — гибкий шланг

В качестве разрушенной породы при проведении исследований применялся щебень с размером фракции до 20 мм и насыпным весом $1,2 \text{ т/м}^3$.

Для создания сил трения между разрушенной породой и стенками емкости 1, последние перфорировались на высоту засыпки породы.

Давление в распорном элементе 2, создавалось с помощью водяного столба (рис.5).



Рис.5. Вид установки при проведении эксперимента

Последовательность проведения эксперимента была следующая. В емкость 1 устанавливался распорный элемент 2, подсоединенный к гибкому шлангу 3. Затем, в емкость 1 засыпалась разрушенная порода. Для предотвращения высыпания породы при переворачивании емкости, со стороны свободной поверхности породы, с помощью надувного резинового шара, создавался временный распор. После этого, в гибкий шланг 3 заливалась вода, заполняющая распорный элемент 2 и создающая в нем давление. При проведении эксперимента, максимальная высота столба жидкости принималась 1,5÷2,0 м. После создания давления в распорном элементе 2, емкость 1 переворачивалась и удалялся временный распор со стороны свободной поверхности породы.

Постепенно понижая давление в распорном элементе (уменьшая высоту столба жидкости), фиксировались давление, при котором происходило обрушение и вес обрушенной породы. Каждый эксперимент повторялся не менее 5 раз.

Результаты исследований с использованием в качестве разрушенной породы — щебня, представлены в таблице 1.

Табл. 1. Результаты экспериментов с использованием щебня

Высота столба воды, см	Давление в распорном элементе (q), кПа	Объем обрушенной породы (V), см ³	Вес обрушенной породы (P), г	$\frac{P}{q}$	$\frac{V}{q}$
51	5,1	200	240	47	39
64	6,4	260	310	48	41
55	5,5	220	263	48	40
70	7,0	267	320	46	38

Как видно из приведенных данных, отношение давления в распорном элементе к весу (объему) обрушенной породы во всех экспериментах практически постоянное. Учитывая равенство насыпных весов материала модели и природы, можно предположить, что выше указанные соотношения будут выдерживаться и в натуре.

Исходя из принятого геометрического масштаба моделирования 1:10, при проведении исследований имитировалась область разрушенных пород радиусом 0,5 м вокруг скважины, удерживаемая от обрушения распорным элементом.

Тогда, исходя из условий силового подобия [4], необходимое распорное давление в натуре будет равно

$$P_n = P_m \cdot \left(\frac{L_n}{\ell_m} \right)^3 \cdot \frac{\gamma_n}{\gamma_m}, \text{ кПа} \quad (1)$$

где ℓ_m и L_n — линейные размеры соответственно в модели и в натуре, м; P_m , P_n — величина силы соответственно в модели и в натуре, кН; γ_m , γ_n — удельная плотность соответственно материала модели и горных пород, Н/м³.

Среднее значение необходимого распора, создаваемого в модели составляет 6 кПа, что соответствует в натуре 6 МПа и обеспечивает самоподдержание объема породы весом до 3 кН.

Для реализации предлагаемой технологии перекрепления предлагается использовать материал НРВ-80 (невзрывчатое разрушающее вещество), который в настоящее время выпускается промышленностью Украины.

НРВ-80 представляет собой порошкообразный материал на основе оксида кальция и обладает щелочными свойствами. Материал является пылящим, не горючим, не взрывоопасным, цвета от белого до серо-желтого с различными оттенками.

Давление расширения составляет 80–120 МПа (80–1200 кг/см²).

Расход сухого вещества на 1 погонный метр шнура d 40 мм составляет 1,50 кг.

Регулирование давления расширения НРВ-80 в шнурах, может осуществляться путем введения в него инертного наполнителя в требуемой пропорции.

С целью оценки эффективности предлагаемой технологии и области ее применения, намечено проведение опытно-промышленных испытаний на ряде шахт Донбасса.

Библиографический список

1. Кошелев К.В., Новиков А.О., Петренко Ю.А. Геомеханические параметры ремонта горных выработок // Уголь, 1987. — №7. — С. 20–22.
2. Зубов В.Т., Чернышков Л.Н., Лазченко К.Н. Влияние подрывок на пучение пород в подготовительных выработках // Уголь Украины, 1985. — №7. — С.15–16.
3. Авторское свидетельство №1747718 СССР. Способ упрочнения пород / А.О.Новиков, Н.Н.Касьян, А.П.Клюев, В.И.Лысенко, А.И.Суло, Ю.А.Петренко. Опубликовано 16.07.92. Бюл. № 26.
4. Кузнецов Г.И., Будько М.Н., Филипова А.А., Шклярский М.Ф. Изучение проявлений горного давления на моделях. — Углетехиздат, 1959. — 151 с.

УДК 622.281

ПЛЕТНЕВ В.А. инж. (Шахта «Добропольская»), КАСЬЯН Н.Н. докт. техн. наук, ПЕТРЕНКО Ю.А., НОВИКОВ А.О. кандидаты техн.наук, САХНО И.Г. асп. (ДонНТУ)

РЕЗУЛЬТАТЫ ВНЕДРЕНИЯ АНКЕРНЫХ СИСТЕМ ДЛЯ ПОДДЕРЖАНИЯ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК НА ШАХТЕ «ДОБРОПОЛЬСКАЯ»

Описаны результаты внедрения анкерных систем для поддержания подготовительных выработок на шахте «Добропольская».

Для широкого внедрения мирового опыта, на шахтах Украины с 1997 г. реализуется программа «Анкер», в которой, одним из приоритетных направлений снижения затрат на добычу угля является разработка, изготовление и внедрение новых технологий использования анкерной крепи.

В рамках этой программы, разработаны и изданы нормативные документы по расчету параметров и по технологии возведения анкерной крепи, выделены средства и определены шахты, на которых будет производиться ее внедрение (около 40 подготовительных забоев). Однако на сегодняшний день, объемы крепления выработок анкерной крепью не превышают 20 км.

Одной из основных причин, препятствующих широкому внедрению анкерной крепи на шахтах Украины, является отсутствие четких рекомендаций по области ее применения, как в самостоятельном виде, так и в сочетании с рамными конструкциями крепи. На наш взгляд это связано с традиционными представлениями об анкерной крепи, как о несущей конструкции, работающей по схемам «подшивка» или «сшивка».

Исходя из такого понимания механизма работы анкерной крепи, расчет ее параметров производится по нормативной методике, предполагающей, что нагружение крепи происходит от разрушения вмещающего выработку массива и смещений пород в полость выработки. Это приводит к ограничению области применения анкерной крепи второй категорией устойчивости выработок (смещения контура не превышают 200 мм) и завышению значений плотности установки анкерров, что делает применение анкерной крепи экономически не целесообразным.

В ДонНТУ разработана новая концепция механизма работы анкерной крепи, основанная на представлении об анкерах не как о несущей конструкции, а как о средстве, препятствующем разрушению вмещающего выработку массива. На базе этой концепции предложены и испытаны пространственные схемы анкерования массива, позволяющие при минимальном количестве анкерров максимально использовать его несущую способность и существенно расширить область применения данного вида крепи.

По просьбе руководства шахты «Добропольская», с учетом установленных особенностей механизма работы анкерной крепи, были разработаны рекомендации по поддержанию конвейерного штрека северной коренной лавы пласта k^H_8 (рис. 1).

Выработка предназначалась для бурошнековой выемки угля. Так как по проекту ширина межскважинного целика должна составлять не менее 0,6 м, можно считать, что выработка находится вне зоны влияния очистных работ. Глубина заложения выработки 450 м.

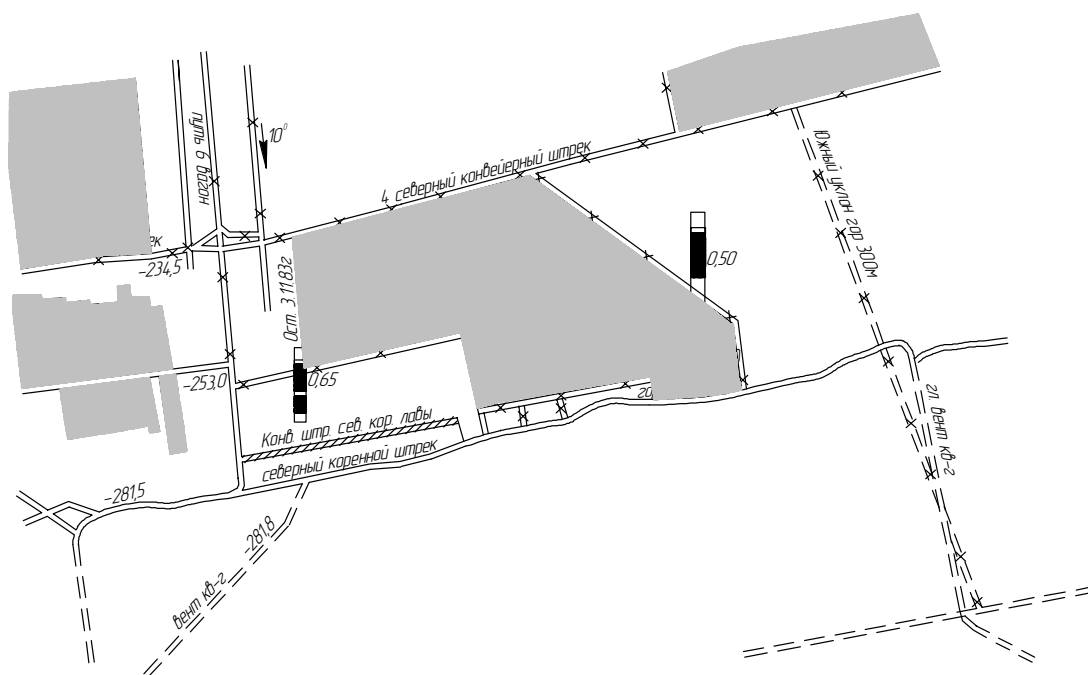


Рис. 1. Выкопировка из плана горных выработок по пласту k_8^H

Угол падения пород в пределах рассматриваемого участка составлял 8° . Мощность пласта изменялась от 0,63 до 0,7 м. Непосредственная кровля пласта была представлена аргиллитом темно-серым, мощностью 1,9 м, с пределом прочности на одноосное сжатие 27–29 МПа. Основная кровля пласта — алевролит темно-серый мощностью 7,2 м и пределом прочности на одноосное сжатие 30 МПа.

Непосредственно в почве залегал алевролит, серый, в верхней части слоя «кучерявичик» слабослюдистый. Мощность слоя 2,4 м, предел прочности на одноосное сжатие 28–32 МПа. Ниже залегал песчаник светло-серый мощностью 3,5 м и пределом прочности на одноосное сжатие 32–37 МПа.

Крепление анкерной крепью на экспериментальном участке было начато в мае 2004 г. Штрек имел прямоугольную форму поперечного сечения. Высота выработки в проходке составляла 3,3 м, ширина 4,8 м. Выработка, длиной 270 м, проводилась при помощи комбайна КПД. Средняя скорость подвигания подготовительного забоя 190 м/мес. При расчете параметров анкерной крепи по традиционной методике, плотность установки анкеров для крепления кровли выработки составила 3 анк/м², то есть при ширине выработки 4,8 м на 1 м выработки необходимо устанавливать 15 анкеров. При расчете по методике разработанной в ДонНТУ плотность установки анкеров — 0,77 анк/м², на 1 м выработки необходимо устанавливать 4 анкера. Анкера устанавливались под подхват, изготовленный из профиля СВП-22 длиной 3,6 м.

Расстояние между рядами анкеров составляло 1 м, расстояние между анкерами в ряду — 1,27 м. Расстояние от бока выработки до крайних анкеров — 0,5 м.

Для крепления боков выработки, с каждой стороны устанавливалось по одному анкеру. В качестве усиливающего элемента крепи под подхваты, с шагом 2 м, устанавливались деревянные стойки. Для предотвращения высыпания пласта, в него устанавливалось по одному деревянному анкеру с каждой стороны. Затяжка кровли и боков осуществлялась металлической сеткой сплошную.

Бурение шпуров для установки анкеров в кровлю производилось при помощи буровой колонки расположенной на комбайне, а бурение шпуров по углю, для установ-

ки деревянных анкеров — при помощи сверла СЭР-19. Закрепление стального анкера в шпуре производилось химическим способом.

Длина анкеров в кровле составляла 2,4 м, в боках — 2,0 м.

Для наблюдения за смещением пород в выработке были установлены замерные станции, оборудованные контурными и глубинными реперами.

За период наблюдений с мая 2004 г. по апрель 2006 г. смещения кровли выработки на экспериментальном участке, составили в среднем 35 мм, что на 52% меньше чем на участке, закрепленном арочной крепью. За этот период отработка пласта не велась. Состояние штрека представлено на рисунке 2. В настоящее время происходит выемка пласта бурошнековой установкой. В зоне влияния бурошнековой выемки наблюдается незначительное отслоение пород кровли и боков выработки.



Рис. 2. Состояние крепи в конвейерном штреке северной коренной лавы пласта k_8^H

Выработка находится в хорошем состоянии. Экономический эффект от внедрения рекомендаций на 1 м выработки составил 475 грн./м.

Рекомендации по анкерному креплению были разработаны и внедрены также при сооружении 5 южного конвейерного штрека уклона пл. m_5^{1B} гор. 450 м предназначенного для транспортирования угля добываемого в 5 южной лаве пл. m_5^{1B} гор. 450 и находящегося в зоне влияния очистных работ. После прохода лавы выработка погашается (рис. 3). Глубина заложения выработки 730 м. Анкерной крепью был закреплен участок длиной 740 м.

Средневзвешенная расчетная прочность пород кровли в пределах этого участка — 19,2 МПа, боков — 12,6 МПа, по контуру — 24,1 МПа.

Работы на экспериментальном участке были начаты в августе 2004 г. Выработка имеет трапециевидную форму поперечного сечения. Высота выработки в проходке составляла — 3,5 м, ширина — 4,5 м. Выработка проводилась при помощи комбайна КПД. Средняя скорость проведения выработки составила 190 м/мес. Общая длина штрека — 1260 м. С пикета 13 по 50 выработка была закреплена анкерной крепью. Остальная часть выработки закреплена металлической арочной трехзвенной податливой крепью с шагом 0,8 м. Анкера устанавливались под подхват, изготовленный из профиля СВП-22 длиной 3,4 м. Технология ведения работ аналогична описанной для пласта k_8^H .

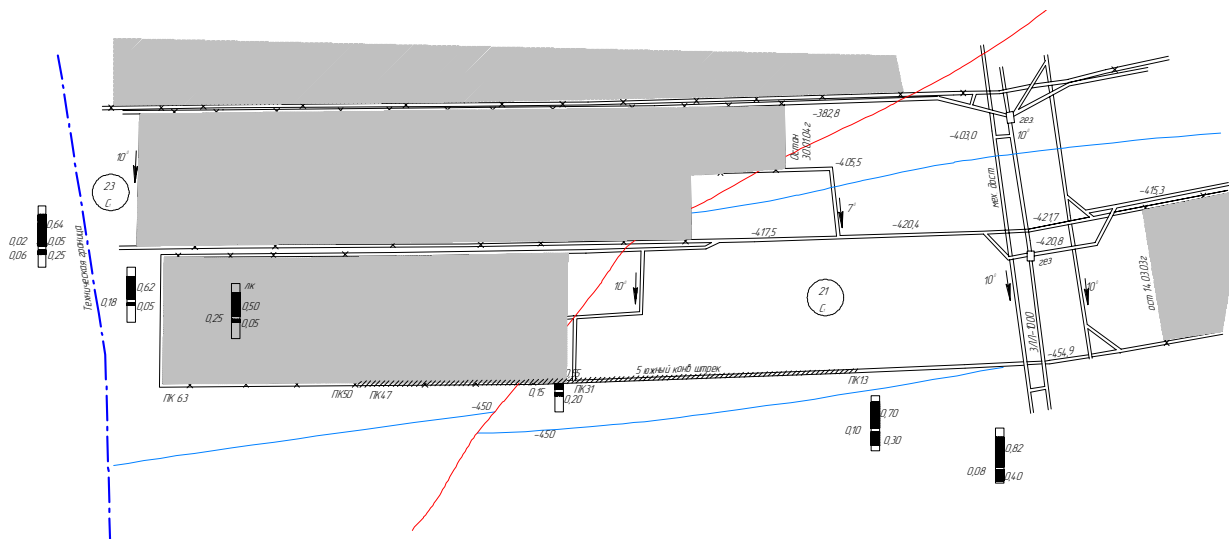


Рис. 3. Выкопировка из плана горных выработок по пласту m_5^{1B} (положение лавы на 11 апреля 2006 г.)

При расчете параметров анкерной крепи по традиционной методике необходимая плотность установки анкеров для крепления кровли выработки составила $2,03 \text{ анк/м}^2$, а по методике разработанной в ДонНТУ плотность анкерования — $1,15 \text{ анк/м}^2$. Экономическая эффективность при реализации рекомендаций составила $400,19 \text{ грн./м}$.

Для наблюдения за смещением пород на контрольном и экспериментальном участках выработки были установлены замерные станции, оборудованные контурными и глубинными реперами.

Состояние выработки вне зоны влияния очистных работ на ПК15 показано на рисунке 4.



Рис. 4. Состояние крепи штрека вне зоны влияния очистных работ

Влияние очистного забоя начинает проявляться в 20 м впереди лавы. На этом участке наблюдаются значительные деформации кровли и боков выработки. Для усиления крепи здесь устанавливались деревянные стойки по каждому профилю.

Интенсивные деформации боков выработки проявляются в 12 м впереди лавы в виде выдавливания боковых пород в полость выработки, сопровождающегося разрушением деревянных стоек. Для уменьшения смещений боков выработки между рамами на высоте около 1 м от почвы выработки при помощи анкеров пришивали металлическую полосу.

На участке сопряжения лавы со штреком производится усиление крепи деревянными ремонтными и сборными металлическими стойками из СВП-22. На сопряжении штрека с очистным забоем выкладывается два ряда тумб БЖБТ и ряд деревянных костров из шпального бруса. Смещения кровли под лавой составляют 1800 мм. В погашаемом тупике выработки происходит полное разрушение стоек, частичное расслоение кровли и обрушение ее блоками. Состояние крепи штрека на этом участке показано на рисунке 5.



Рис. 5. Состояние штрека в зоне влияния очистных работ (2 м за лавой)

Деформации пород кровли сопровождаются изгибом подхватов на участке 3–5 м впереди лавы.

График смещений пород кровли впереди и позади забоя лавы показан на рисунке 6.

Как видно из приведенных данных, на участке выработки с анкерной крепью, вне зоны влияния очистных работ, смещения кровли в 2–2,5 раза меньше, чем на участке с рамной крепью. В зоне влияния очистных работ впереди лавы, анкерная крепь обеспечивает устойчивое состояние выработки при смещениях кровли до 1000 мм, не разрушаясь. Потеря устойчивости выработки и разрушение усиливающей крепи, происходит после прохода лавы, при смещениях кровли выработки более 2000 мм.

В общем, по результатам отработки 380 м участка штрека закрепленного анкерной крепью можно отметить, что она позволяет обеспечить нормальное эксплуатационное состояние в течение всего срока службы выработки.

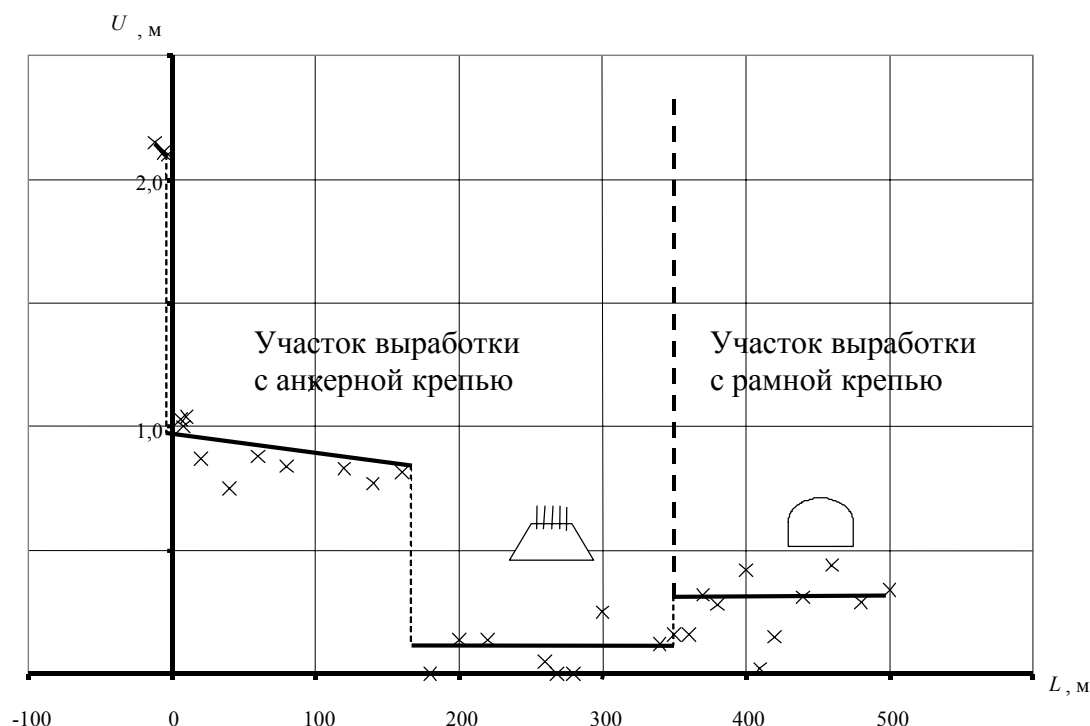


Рис. 6. График зависимости смещений пород кровли 5 южного конвейерного штрека уклона пл. m_5^{1b} гор. 450 м от расстояния до лавы

Несмотря на значительные смещения пород кровли за лавой, крепь выработки до момента ее погашения находится в удовлетворительном состоянии. Нарушение сплошности пород происходило после прохода очистного забоя, но так как выработка погасалась, и повторно не использовалась, это было допустимо.

Наблюдения за смещениями пород на экспериментальных участках продолжаются. Учитывая положительный опыт применения анкерной крепи в этих двух выработках, принято решение о расширении объема применения данного вида крепи на шахте. Проведенные опытно-экспериментальные работы полностью подтвердили разработанную ДонНТУ концепцию механизма работы анкерной крепи, которая будет положена в основу разрабатываемого нормативного документа по применению анкерной крепи.

© Плетнев В.А., Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Сахно И.Г., 2006

УДК 622.831

СОЛОВЬЕВ Г.И., САМОЙЛОВ В.Л. кандидаты техн. наук, ТОЛКАЧЕВ А.Ф. инж., КАПЛЮХИН А.А., ЛЯХОВ А.В. кандидаты техн. наук (ДонНТУ), ПАНФИЛОВ Ю.Н. инж. (шахта им. М.И.Калинина, ГП «Донецкуголь»)

ОСОБЕННОСТИ БОКОВЫХ СМЕЩЕНИЙ АРОЧНОЙ КРЕПИ ВЫЕМОЧНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ

Рассмотрены особенности механизма боковых смещений породного контура конвейерного штрека при сплошной системе разработки наклонного пласта в условиях шахты им. М.И.Калинина ГП «Донецкуголь».

С увеличением глубины подземной угледобычи интенсификация вредных проявлений горного давления во многом предопределяется несоответствием параметров применяемых способов и средств крепления и поддержания интенсивно деформирующихся выемочных выработок особенностям механизма проявления горного давления в зоне влияния очистных работ.

Применяемые в настоящее время способы крепления и охраны выработок глубоких шахт отличаются несоответствием своих количественных и качественных параметров условиям применения, высокой металло- и материалоемкостью, низкой технологичностью выполнения рабочих процессов, высоким уровнем затрат на выполнение работ по ремонту и перекреплению выработок и применения больших объемов ручного труда, высоким травматизмом и аварийностью работ [1–3].

Одним из весьма негативных проявлений горного давления в выемочных выработках, поддерживаемых в зоне влияния очистных работ, является интенсивные боковые смещения контура выработки.

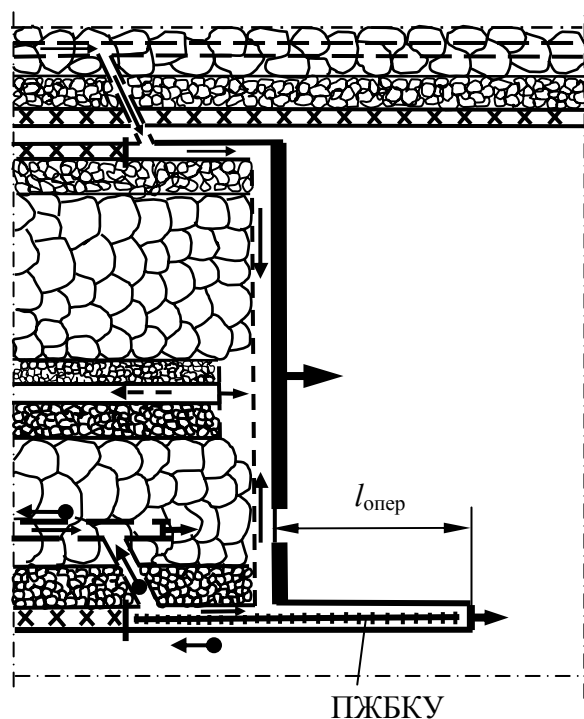


Рис. 1. Схема 2-й западной лавы пласта h_{10} шахты им. М.И.Калинина ГП «Донецкуголь»

Исследования сотрудников Донецкого национального технического университета за проявлениями горного давления в выемочных выработках ряда глубоких шахт («Шахтерская-Глубокая», «Южнодонецкая №3», им. Е.Т.Абакумова, им. А.А.Скочинского, им. М.И.Калинина и др.) позволили впервые установить такие характерные особенности деформационного процесса, как значительная неравномерность боковых смещений по длине выемочной выработки на соседних близко расположенных ее участках, наличие нелинейной зависимости абсолютной величины боковых смещений от смещений кровли и почвы выработки, существенная несимметричность и неравнозначность боковых смещений породного контура как транспортной, так и вентиляционной выемочных выработок [4–6].

Визуальные и инструментальные наблюдения, выполненные в конвейерном штреке шахты им. М.И.Калинина в зоне влияния очистных работ 2-й западной лавы, позволили установить следующие особенности механизма проявлениями горного давления на контуре выработки (рис. 1). Наряду с интенсивными боковыми смещениями, как со стороны массива угля при образовании породной складки (рис. 2, а), так и со стороны выработанного пространства при выдавливании ножек в выработку, в конвейерном штреке наблюдались интенсивные продольные деформации породного контура, сопровождающиеся сдвигом, разворотом и закручиванием верхняков и ножек крепи (рис. 2, в) с одновременным завалом рам крепи на выработанное пространство (рис. 2, г). Перечисленные негативные проявления горного давления проявляющиеся совместно со значительными смещения породного контура приводили к потере устойчивости выработки уже на рас-

стоянии 60–80 м за очистным забоем, что сопровождалось необходимостью выполнения больших объемов работ по ремонту и перекреплению выемочной выработки.

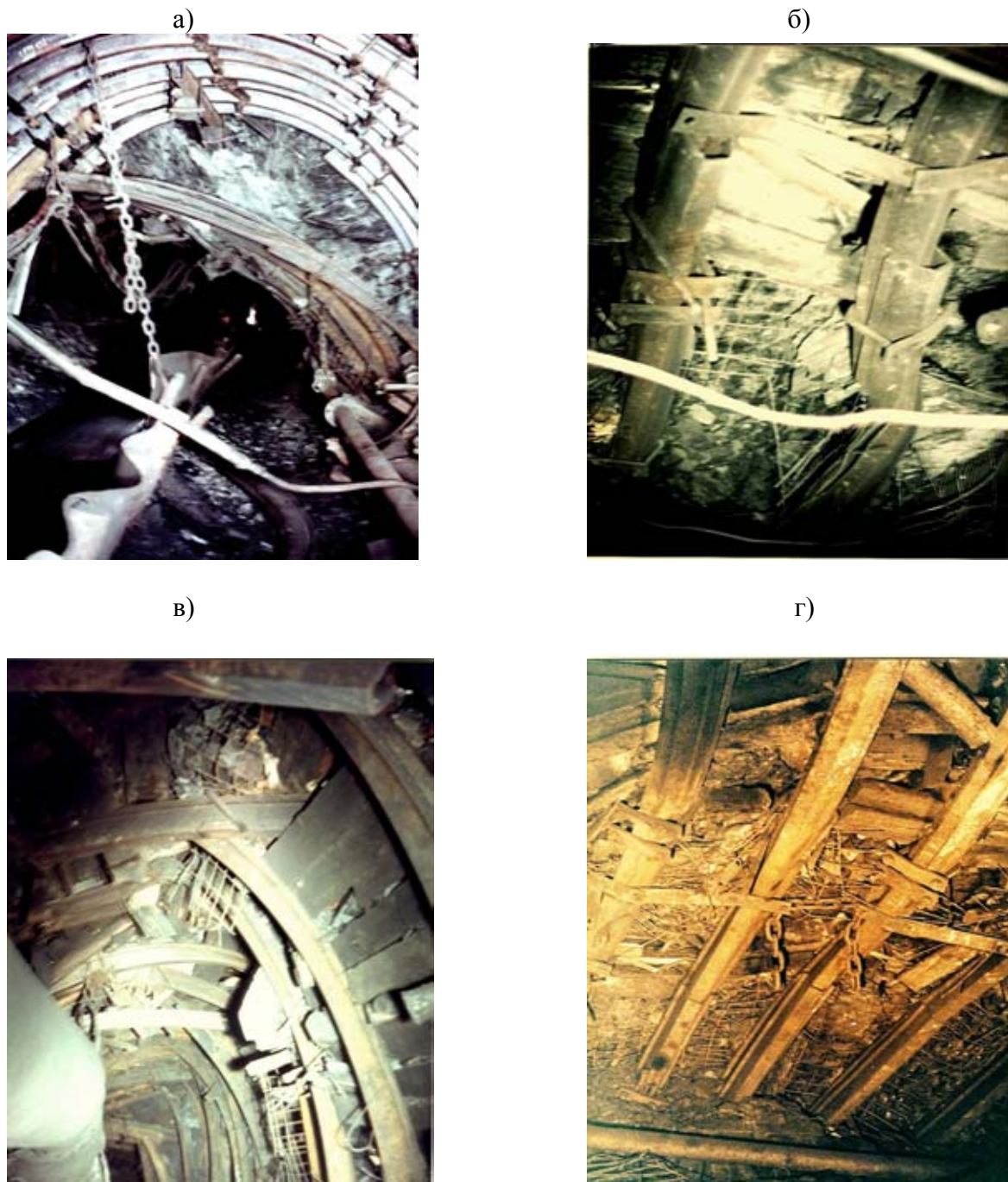


Рис.2. Характер деформирования боковых пород и комплектов арочной крепи конвейерного штрека: со стороны массива угля (а), со стороны выработанного пространства в 30 м за лавой (б), при сдвиге и разворот ножек крепи со стороны массива угля (в), при наклоне комплектов крепи на завал расстоянии 60 м от лавы

Предложенный сотрудниками ДонНТУ способ продольно-жесткой консолидации арочной крепи позволил обеспечить устойчивость конвейерного штрека на всем участке его поддержания между промежуточными квершлагами длиной 300–350 м. На рис. 3 представлены 3 варианта продольно-жесткой крепи усиления при одной и двух

симметрично и асимметрично расположенных по длине верхняка балках из спецпрофиля СВП-27, которые отрезками по 4 м подвешивались в проходческом забое конвейерного штрека на двух крюках к каждой раме крепи и соединялись между собой двумя хомутами.

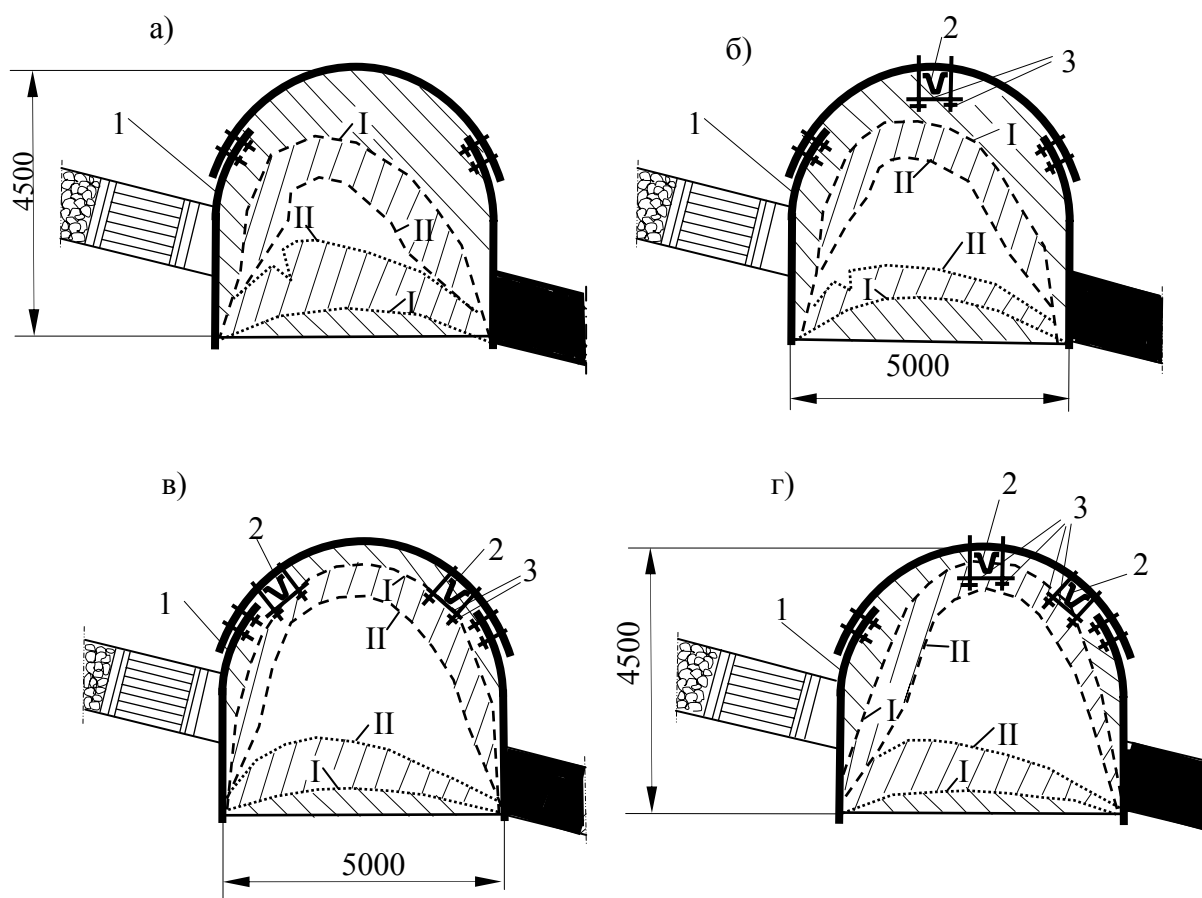


Рис. 3. Характер смещений породного контура конвейерного штрека без крепи усиления (а), при одновалочной (б) и двухбалочной — симметричной (в) и асимметричной (г) крепях усиления: I — на сопряжении с лавой, II — на расстоянии 110 м за очистным забоем (1 — арочная крепь, 2 — продольная балка из СВП-27, 3 — элементы крепления балки к верхняку крепи)

С 2002 по 2005 гг. была проведена опытно-промышленная проверка эффективности нового способа усиления в конвейерном штреке 2-й западной лавы пласта h_{10} шахты им. М.И.Калинина ГП «Донецкуголь». На рис. 3 представлен характер поэтапного деформирования породного контура и арочной крепи на наиболее характерных участках поддержания выработки — сопряжении ее с очистным забоем и на расстоянии 110 м за лавой.

В результате проведенного эксперимента было установлено, что смещения боков выемочной выработки также имеют неравномерный по ее длине характер и эта неравномерность увеличивается в зоне опорного давления очистного забоя. В качестве меры для измерения неравномерности опусканий соседних точек кровли принято среднее квадратичное отклонение скорости смещения кровли (рис. 4).

Интенсификация боковых смещений контура выемочной выработки происходила также отчасти вследствие перераспределения продольно-жесткой крепью усиления повышенных нагрузок отдельных из комплектов арочной крепи на комплекты недогруженные. При этом наблюдалась реализация части потенциальной энергии давления пород кровли в виде дополнительных смещений боков выработки вследствие создания

предпосылок горизонтального распора отдельностей зоны неупругих деформаций в кровле выработки и передачи части нагрузки в бока и почву выработки.

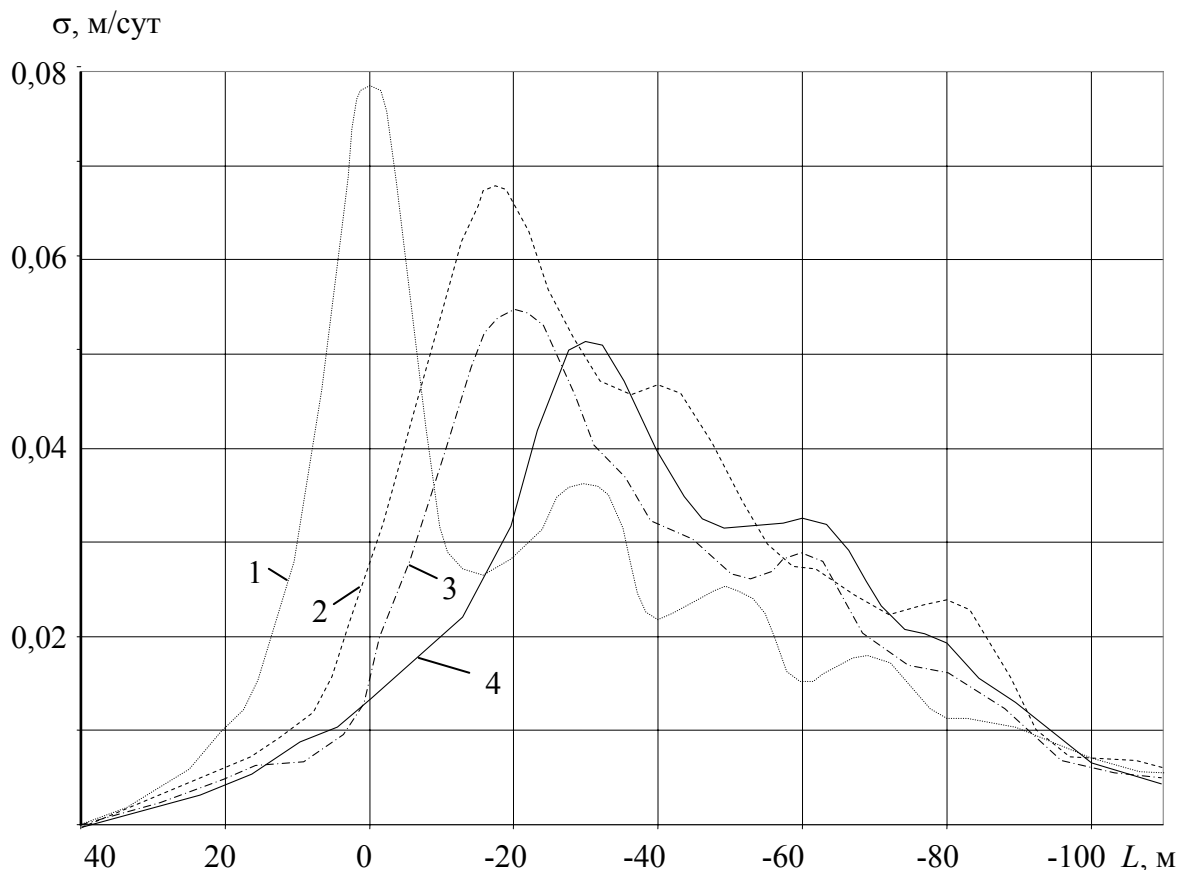


Рис. 4. График зависимости среднеквадратичного отклонения скорости конвергенции боков выработки от расстояния до лавы: на контрольном участке (1) — при одной балке (2), при двух асимметричных (3) и симметричных балках (4) из СВП-27

Результаты инструментальных наблюдения за боковыми смещениями породного контура конвейерного штрека представлены на рис. 5.

В результате применения жесткой продольной связи комплектов арочной крепи, боковые смещения породного контура конвейерного штрека при использовании одной балки были снижены на 0,75 м (в 1,7 раза) на сопряжении с лавой и на 0,3 м (в 1,14 раза) на расстоянии 110 м за лавой. При использовании крепи усиления из двух балок СВП-27 смещения боков выработки в створе с лавой были снижены в среднем на 1 м (в 2,9 раза), а в 110 м за лавой на 0,5 м (в 1,2 раза) и 0,9 м (в 1,5 раза) соответственно при асимметричной и симметричной схемах расположения продольных балок. При этом следует отметить, что в зоне влияния очистных работ происходило рассогласование месторасположения максимумов скоростей конвергенции относительно окна лавы. При возрастании жесткости продольно-балочной крепи усиления происходил сдвиг месторасположения максимальных значений горизонтальных скоростей смещений в сторону выработанного пространства при одновременном уменьшении абсолютной их величины (рис. 5). Так горизонтальные смещения без усиливающей крепи свой максимум скорости имели на сопряжении с лавой, при одной балке крепи усиления — на расстоянии 15 м за очистным забоем, при двух балках — на расстоянии 20 и 30 м за лавой соответственно для симметричного и асимметричного их расположения. Боковые смещения породного контура со стороны массива угля происходили более интенсивно по сравне-

нию со смещения со стороны выработанного пространства, и эта тенденция прослеживается на всех этапах проведенных исследований (рис. 3, 5).

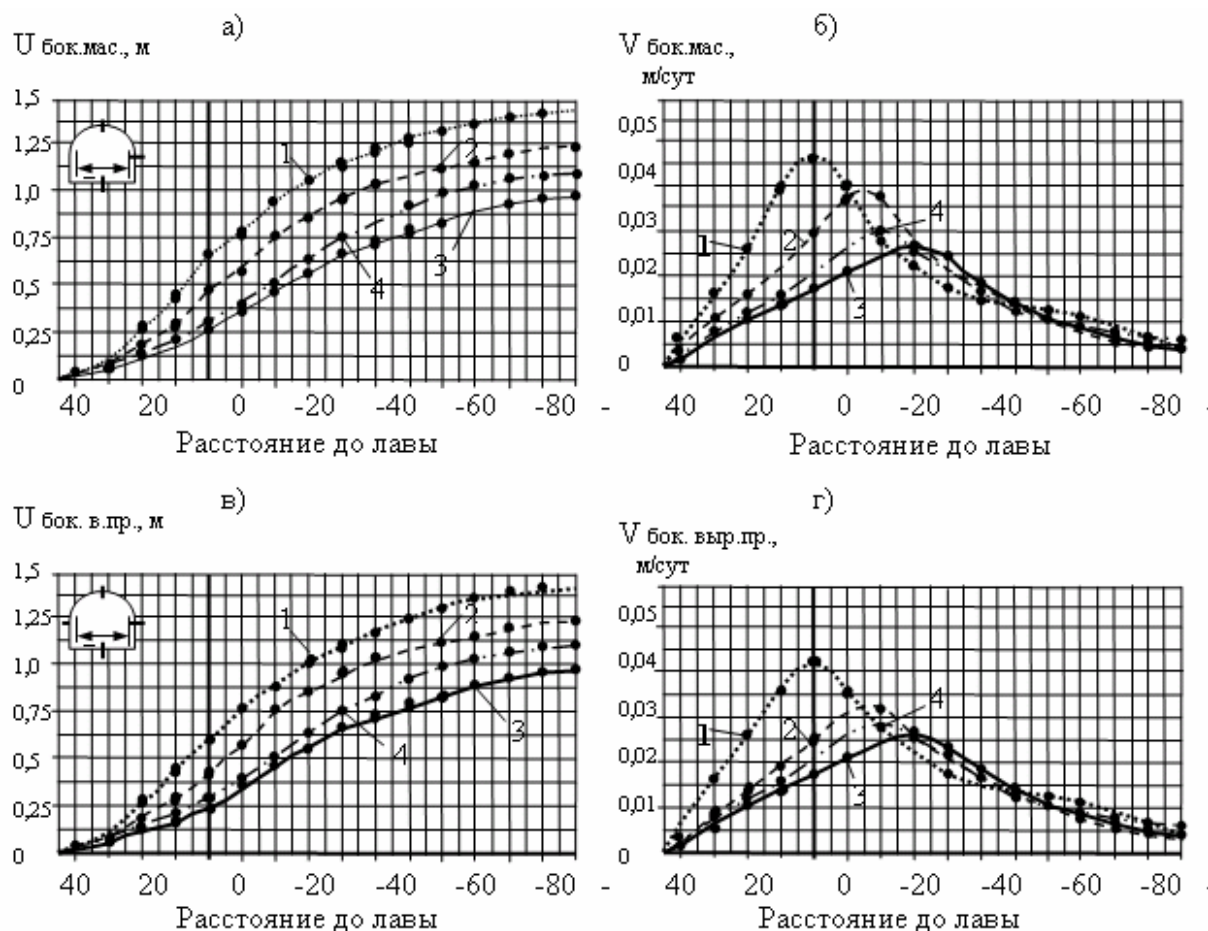


Рис. 5. График зависимости горизонтальных смещений (а, в) и скоростей смещений (б, г) породного контура конвейерного штрека 2-й западной лавы пласта h_{10} соответственно со стороны массива и со стороны выработанного пространства: 1 — на контрольном участке без крепи усиления; 2 — на первом экспериментальном участке при использовании одной центральной балки из СВП-27; 3 и 4 — на втором и третьем экспериментальных участках соответственно при двух симметричных и двух асимметричных балках и опережении лавы забоем конвейерного штрека на 45 м

Такой характер боковых смещений контура выемочной выработки подтверждает гипотезу о существенной неравномерности проявлений горного давления в боках выемочной выработки в зоне активного влияния очистных работ.

Таким образом, при интенсивных боковых смещениях породного контура применение продольно-жесткой консолидации арочной крепи посредством соединения комплектов одинарными или двойными балками из СВП-27 позволяет обеспечить сохранение устойчивости подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ при минимальных затратах средств и отсутствии технологических помех на сопряжении выработки с лавой.

Библиографический список

1. Якоби О. Практика управления горным давлением. — М.: Недра, 1987. — 475 с.
2. Черняк И.Л. Повышение устойчивости подготовительных выработок. — М.: Недра, 1993.

3. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Куддыркаев М.И. Стальные рамные крепи горных выработок. — К.: Техніка, 1999. — 216 с.

4. Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Захаров В.С. Изменения деформаций контура кровли выемочной выработки при использовании каркасной крепи усиления // Изв. Донецкого горного института, 1999. — № 1. — С. 66–70.

5. Бондаренко Ю.В., Соловьев Г.И., Кублицкий Е.В., Петренко А.В. Определение параметров жестко-каркасного усиления крепи выемочной выработки // Геотехнологии на рубеже XXI века. — Донецк: ДУНПГО, 2001. — Т1. — С. 68–74.

6. Панфилов Ю.Н., Ковшевский А.П., Соловьев Г.И., Малышева Н.Н., Нефедов В.Е., Рубель Д.А. Особенности механизма проявлений горного давления в выемочных выработках глубоких шахт // Горный информационно-аналитический бюллетень. — М.: МГУ, 2005. — № 7. — С. 212–215.

© Соловьев Г.И., Самойлов В.Л., Толкачев А.Ф., Каплюхин А.А.,
Ляхов А.В., Панфилов Ю.Н., 2006

УДК 622.232.002.06.

ВЫГОВСКАЯ Д.Д., ВЫГОВСКИЙ Д.Д. кандидаты техн. наук, ЕЩЕНКО А.Г.,
МАНДРЫКА И.А. студенты (ДонНТУ)

ОСНОВНЫЕ МЕТОДИЧЕСКИЕ ПОЛОЖЕНИЯ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ПАНЕЛЕЙ ПРИ ОТРАБОТКЕ УКЛОННЫХ ПОЛЕЙ

Изучен вопрос влияния горно-геологических, горнотехнических факторов на параметры панели при их оптимизации и приведены многофакторные математические модели определения основных параметров панели.

Проведенный анализ основных влияющих факторов на параметры панели при их отработке в уклонных полях шахт Донецко-Макеевского угольного района позволяет предложить основные методические положения по определению оптимальных параметров подготовки панелей, которые представляют собой последовательность выполнения следующих этапов:

1. Установление значения основных влияющих факторов с учетом их вероятностно-детерминированной природы.

Для параметрирования подготовки шахтного поля панелями рассматриваются основные горно-геологические и горнотехнические факторы, отбор которых проводится с использованием одномерного статистического анализа. Выделяются наиболее существенно влияющие факторы:

— горно-геологические факторы; мощность угольного пласта (m), м, угол падения пласта (α), град.; газоносность пласта (q), м³/т; глубина разработки (H), м; крепость пород (по шкале проф. Протодяконова М.М.); склонность пласта к выбросам угля и газа ($k_{оп.}$).

— горнотехнические факторы: длина очистного забоя ($L_{оз}$), м; нагрузка на очистной забой ($A_{оз}$), т/сут.; скорость подвигания лавы ($V_{оз}$), м/мес.; скорость проведения выработки ($V_{п}$), м/мес.; концентрация очистных работ ($k_{оз}$), $n_{лав}/1000$ т.с.д.; концентрация подготовительных работ ($k_{пв}$), км поддерживаемых выработок /1000 т.с.д.

По своему характеру (методу получения возможности изменения и ходе производства работ и пределу этого изменения) исходная информация может быть разделена на две основные группы: детерминированная (задаваемая однозначно) и вероятностно-

детерминированная (задаваемая в виде законов распределения с известными характеристиками этих законов).

Детерминированная информация, в первую очередь, дает сведения о качественных определенностях рассматриваемых вариантов панелей, способа разработки пластов, принятой системы разработки, способа проведения выработки, схемы проветривания, способа охраны выработок и место их расположения по отношению к очистному забою и т.д. В принципе такая информация может изменяться от варианта к варианту, но в одном конкретном варианте она будет постоянной. Из количественной информации, в виде детерминированной, всегда представляют общие данные о технологической схеме и размеров самой панели, ярусов, количества действующих лав в панели (хотя эти размеры могут изменяться в некоторых пределах).

Вероятностно-детерминированная информация, в первую очередь, представляют геологические характеристики месторождения: мощность и угол падения пластов; водообильность и газоносность, состав и свойства пород и другие. При изменении этих характеристик неизбежно изменяются стоимостные показатели отдельных видов работ, нагрузки на лаву, величины грузопотоков и другие параметры.

Учет исходной информации только в детерминированном виде может привести к существенным ошибкам в работе и рекомендации оптимального варианта технологической схемы. Главное здесь состоит в том, что на практике эта информация может подтвердиться только в незначительном объеме или совсем не подтвердится. Если изменение в конкретных условиях детерминированной (имеется в виду и качественной, и количественной) информации произойдет в незначительных пределах, то возможно, что предпочтительный вариант окажется действительно оптимальным. Остается неизвестным возможный предел изменения значений параметров.

В связи с этим, применительно к рассматриваемой задаче выбора оптимальных параметров технологической схемы панели, следует рассматривать исходную информацию как детерминированную и вероятностно-детерминированную. В качестве последней представлена мощность разрабатываемого пласта, а отсюда и нагрузка на очистной забой, и стоимостные показатели по проведению и поддержанию выработок, и транспортирование грузов и т.д.

Применительно к разрабатываемой экономико-экономической модели имеет смысл использовать в вероятностном виде информацию не через законы распределения собственно исходных данных, а через законы распределения коэффициентов расхождения исходных (детерминированных) величин, определяемых как усредненные расчетные или прогнозируемые на основании геологических данных. Такое представление вероятностно-детерминированной информации позволяет на любом этапе рассмотрения ввести необходимые коррективы в средние величины (при изменении расценок на отдельные виды работ, стоимости оборудования и материалов, изменения норрии выработки и т.д.) считая, что законы распределения останутся теми же.

Для проведения оптимизации параметры законов распределения соответствующих коэффициентов расхождения могут использоваться из работ [1, 2] в связи с тем, что они установлены для рассматриваемого месторождения. Согласно указанным работам коэффициенты расхождения представляются в логарифмически-нормативного закона распределения

$$f(W_i) = 1/W_i G_i \sqrt{2\pi} \exp[-(L_n W_i - a)^2 / 2G_i^2], \quad (1)$$

где W_i — коэффициент расхождения i -ой вероятностно-детерминированной информационной характеристики к ее истинной величине, установленной по данным практики; G_i — среднеквадратичное отклонение коэффициента расхождения i -ой характеристики; a_i — среднее значение (математическое ожидание) коэффициента расхождения i -ой характеристики.

В такой постановке любая исходная детерминированная величина может быть представлена в виде вероятностно-детерминированной через выражение

$$Y_i = y_i' W_i, \quad (2)$$

где Y_i — вероятностно-детерминированная исходная характеристика; y_i' — детерминированная исходная величина.

Если случайная исходная характеристика носит многократный стохастический характер (например, стоимость поддержания 1 м выработки может носить случайный характер по изменению устойчивости вмещающих пород, мощности разрабатываемого пласта, качества работ по креплению и т.д.), то в вероятностно-детерминированном виде ее можно представить через произведение нескольких коэффициентов расхождения

$$Y_{ij} = y_i W_i W_j, \quad (3)$$

где W_j — коэффициент расхождения исходной характеристики (побочной), влияющей на определяемую j -ую величину.

Для обеспечения большой достоверности исходной информации изложенный подход применяется для вычисления и использования в последующем — в экономико-математической модели таких производных исходной информации, как стоимости показателей — проведение и поддержание выработок, транспортирование грузов, проветривание выработок.

2. Определение надежности процессов подготовительных работ, как функции основных влияющих факторов для наклонных и горизонтальных выработок.

Использование показателей надежности очистных и подготовительных работ, как функции основных определяющих факторов является новым при оптимизации параметров.

Определение надежности процессов подготовительных работ ($K_{н.под.}$) проводится по формуле [3]

$$K_n = T_o / (T_o + T_{во}), \quad (4)$$

где T_o — время наработки на отказ, ч; $T_{во}$ — время восстановления отказа, ч.

Для условий шахт Донецко-Макеевского угольного района надежность подготовительных процессов определена для горизонтальных и наклонных выработок при подготовке панелей.

Анализ исходной информации позволил установить зависимости парной регрессии [4] и количественные зависимости наиболее влияющих факторов на надежность процессов подготовительных работ ($K_{н.под.}$) представленных в табл. 1 и 2.

Наибольшее влияние на показатель надежности процессов подготовительных работ оказывают факторы: S — площадь поперечного сечения выработки, м²; $V_{пр}$ — скорость проведения выработки, м/ мес.; H — глубина ведения горных работ, м; f — крепость окружающих пород; L_b — длина проводимой выработки, м; α — угол падения пласта, град.; $t_{сл}$ — срок службы выработки, лет.

Табл. 1. Зависимости парной регрессии $K_{н.под.}^*$ горизонтальных выработок

Влияющие факторы	Вид зависимости	R
S	$K_{н.под.}^* = S / (-2,72 + 1,7S)$	0,85
L_b	$K_{н.под.}^* = L_b / (83,76 + 1,39L_b)$	0,79
H	$K_{н.под.}^* = H / (-95,82 + 1,57H)$	0,83
$V_{пр}$	$K_{н.под.}^* = V_{пр} / (16,34 + 1,25V_{пр})$	0,88
f	$K_{н.под.}^* = f / (1,24 + 1,15f)$	0,62
m	$K_{н.под.}^* = m / (-0,19 + 1,6m)$	0,78
Δ	$K_{н.под.}^* = \Delta / (-0,14 + 1,75\Delta)$	0,86
$t_{сл}$	$K_{н.под.}^* = t_{сл} / (-0,99 + 1/15t_{сл})$	0,89

Табл. 2. Зависимости парной регрессии $K_{н.под.}^{н}$ наклонных выработок

Влияющие факторы	Вид зависимости	R
S	$K_{н.под.}^{н}=S/(1,41+1,46S)$	0,72
$L_{в}$	$K_{н.под.}^{н}=L_{в}/(410,48+1,27L_{в})$	0,60
α	$K_{н.под.}^{н}=\alpha/(0,95+1,71\alpha)$	0,86
H	$K_{н.под.}^{н}=H/(-11,17+1,61H)$	0,75
$V_{пр}$	$K_{н.под.}^{н}=V_{пр}/(0,97+1,55V_{пр})$	0,86
f	$K_{н.под.}^{н}=f/(0,76+1,41f)$	0,83
m	$K_{н.под.}^{н}=m/(1,18+0,76m)$	0,59
Δ	$K_{н.под.}^{н}=\Delta/(0,24+1,13\Delta)$	0,76
$t_{сл}$	$K_{н.под.}^{н}=t_{сл}/(0,95+1,52t_{сл})$	0,77

Показатель надежности процессов подготовительных работ с учетом всех влияющих факторов определяется по многофакторным математическим моделям:

$$K_{н.под.}^{н}=0,37S^{0,03}L_{в}^{0,17}H^{0,1}V_{пр}^{0,05}f^{0,02}m^{-0,2}\Delta^{0,17}t_{сл}^{0,04}, \text{ (при } R=0,79); \quad (5)$$

$$K_{н.под.}^{н}=0,04S^{0,31}L_{в}^{0,17}H^{0,03}\alpha^{0,31}V_{пр}^{0,11}f^{0,1}m^{0,2}\Delta^{-0,4}t_{сл}^{-0,05}, \text{ (при } R=0,83). \quad (6)$$

3. Установление надежности процессов очистных работ.

Надежность процессов очистных работ ($K_{н.оч.}$) определяется по математической зависимости (5) с использованием наблюдений за работой комплексно-механизированных лав и позволяет определять и планировать работоспособность уклонной панели, как части шахтного поля.

Устойчивость ведения очистных работ, определяющая надежность этих процессов во многом зависит от влияния на нее основных горно-геологических и горнотехнических факторов обрабатываемого угольного пласта.

Учитывать это влияние на очистные процессы и регулировать уровень их надежности можно по установленным количественным зависимостям наиболее влияющих факторов.

На показатель надежности процессов очистных работ наибольшее влияние оказывают факторы: m , α , H , q , $k_{уст}$ — коэффициент устойчивости боковых пород, определяемый по крепости пород; $L_{оз}$ — длина очистного забоя, м; $k_{оп}$ — показатель выбро-соопасности пласта; $k_{пв.}$ — показатель объема поддерживаемых выработок, км/1000 т с.д.

Влияние принятых наиболее влияющих факторов на показатель надежности очистных процессов учитывается в определенной многофакторной математической модели этого критерия

$$K_{н.оч.}^{н}=3,93m^{0,14}\alpha^{0,14}H^{0,11}q^{-0,01}k_{оз}^{-0,87}k_{оп}^{-0,36}k_{пв.}^{-0,11}L_{оз}^{-0,3}, \text{ (при } R=0,79). \quad (7)$$

Использование математической модели (7) позволяет учитывать влияние основных факторов на надежность процессов очистных работ. Установленный показатель надежности позволяют не только определять степень устойчивости добычи панели, но и повышать степень точности определения ее параметров.

4. Определение оптимальных параметров панели с учетом технологической надежности и установления зависимости влияющих на них факторов.

Оптимальные параметры уклонной панели – размер панели по простиранию ($S_{п}$), размер панели по падению ($H_{п}=n_{яр}H_{яр}$), производственная нагрузка на панель ($A_{п}^f$) определяются с применением экономико-математического моделирования с учетом технологической надежности очистных работ.

Такая модель имеет следующий вид

$$f(A_{\text{п}}^{\Gamma}, S_{\text{п}}, n_{\text{яп}}) = 1365605336/A_{\text{п}}^{\Gamma} S_{\text{п}} n_{\text{яп}} + 495726240/A_{\text{п}} S_{\text{п}} + 1203595/A_{\text{п}} S_{\text{п}} + 1137/A_{\text{п}}^{\Gamma} + 0,000051 S_{\text{п}} + 0,079 n_{\text{яп}} \rightarrow \min. \quad (8)$$

Установленные количественные зависимости влияния основных факторов позволили многофакторные математические модели:

$$S_{\text{п}} = 0,096 m^{0,61} \alpha^{0,65} H^{0,02} q^{-0,01} k_{\text{оз}}^{-0,003} k_{\text{уст}}^{-0,63} k_{\text{оп}}^{-0,09} k_{\text{пв}}^{0,12}, \quad (R=0,85); \quad (9)$$

$$n_{\text{яп}} = 0,0644 m^{0,44} \alpha^{0,2} H^{-0,13} q^{0,04} k_{\text{оз}}^{-0,03} k_{\text{оп}}^{0,37} k_{\text{пв}}^{0,03} L_{\text{оз}}^{0,37}, \quad (R=0,76); \quad (10)$$

$$A_{\text{п}}^{\Gamma} = 1,89 m^{0,05} \alpha^{-0,13} H^{0,15} q^{-0,03} k_{\text{оз}}^{-0,02} k_{\text{уст}}^{0,68} k_{\text{оп}}^{0,09} L_{\text{оз}}^{0,21}, \quad (R=0,76). \quad (11)$$

Использование многофакторной модели позволяет определить оптимальные параметры панели с учетом надежности по наиболее влияющим факторам для любых горно-геологических условий шахт Донецко-Макеевского угольного района [5].

После проведения оптимизации параметров необходимо произвести корректировку оптимальных размеров панели по простиранию и падению для обеспечения кратности оптимальных и фактических размеров.

Библиографический список

1. Поляков П.И., Покрасс В.Л. Вероятностные экономико-математические модели и ЭВМ при проектировании шахт с крутым залеганием пластов. — М.: Из-во ЦНИЭИуголь, 1972. — 25 с.
2. Покрасс В.Л., Пирогов Ю.И. Количественная оценка точности определения информационных параметров при оптимизации проектных решений. — Донецк: Из-во ЦБТИ, 1969. — С. 185–187.
3. Топчиев А.В., Гетопанов В.Н. и др. Надежность горных машин и комплексов. — М.: Недра, 1968. — С. 88.
4. Майзель Л.Л. Методика применения корреляционного анализа при решении инженерно-экономических задач в угольной промышленности. — М.: Статистика, 1966. — С. 558.
5. Выговская Д.Д. Исследования зависимостей параметров секционной панели от основных влияющих факторов // Изв. Донецкого горного института. — Донецк, 1998. — № 2 (8). — С. 88–92.

© Выговская Д.Д., Выговский Д.Д., Ещенко А.Г., Мандрыка И.А., 2006

УДК 622.807

ГРЕБЕНКИН С.С., ПАВЛЫШ В.Н. доктора техн. наук (ДонНТУ), КЕРКЕЗ С.Д. канд. техн. наук (ДонНИИ)

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА ГИДРАВЛИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ НА ПЛАСТ h_3 «РЕМОВСКИЙ» В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ ИМ. М.И. КАЛИНИНА ГП «АРТЕМУГОЛЬ»

Рассмотрены сравнительные результаты гидравлической обработки пласта h_3 «Ремовский» через одиночные скважины и каскад скважин при проведении подготовительной выработки в условиях шахты им. М.И. Калинина ГП «Артемуголь».

Цель и задачи исследований

Цель исследований — натурная проверка эффективности каскадной технологии гидрообработки пласта по сравнению с обработкой через одиночные скважины.

Задачи исследований:

- провести работы по предварительному нагнетанию жидкости через одиночную скважину;
- провести работы по нагнетанию жидкости через каскад из двух скважин;
- провести измерения прироста влажности в зонах воздействия;
- выполнить сравнение результатов измерений и определить показатели эффективности каскадной технологии.

Горно-геологические и горнотехнические условия проведения экспериментов

Пласт h_3 «Ремовский» шахты им. М.И.Калинина опасен по внезапным выбросам угля и газа, пыльный, сухой, самовозгорающийся. Пласт h_3 сложного строения, представлен на участке обработки четырьмя пачками угля различного петрографического состава от полублестящего до матового, от средней крепости до рыхлого, местами перемятого, склонного к самообрушению. Наиболее перемятыми являются первая (верхняя) и четвертая (нижняя) пачки, вторая и третья — средней крепости. Мощности пачек, начиная с верхней, равны соответственно 0,2; 0,3; 0,2; 0,25 м. Породные прослои в пласте представлены углисто-глинистым сланцем мощностью до 0,1 м. Общая геологическая мощность пласта — 0,8–1,25 м, в пределах зоны обработки — 1,0 м, угол падения пласта невыдержан и составляет 50–60°.

Непосредственная кровля представлена глинистым сланцем, слабоустойчивым, общей мощностью до 15–17 м, на контакте с пластом на мощность 1–2 м глинистый сланец слабослоистый. Местами плоскости наслоения ровные, гладкие, послойная связь слабая. Глинистый сланец трещиноватый, слабоустойчивый.

Непосредственная почва — песчаный сланец, реже — глинистый, «кучерявчик», средней устойчивости мощностью 0,2–0,3 м, ниже — песчаный сланец средней устойчивости мощностью 1,5–2,0 м.

Откаточный штрек гор. 740 м проводится по пласту угля с подрывкой пород почвы и частично кровли. Сечение штрека вчерне 9,4 м², в свету 7,3 м². Прохождение штрека по углю осуществляется отбойным молотком заходками по 2 м, прохождение по породе — буровзрывным способом.

В качестве мероприятия по предотвращению внезапных выбросов угля и газа в забое откаточного штрека предусмотрено нагнетание воды в режиме гидрорыхления через две скважины длиной 10 м, диаметром 43 мм, герметизируемые шланговыми гидрозатворами на глубину 8 м. Неснижаемое опережение составляет 2 м. Нагнетание осуществляется насосной установкой НВУ-30м с пневмоприводом с регулируемой производительностью от 0 до 30 л/мин. Количество закачиваемой жидкости контролируется по водомеру. Расход воды на одну скважину составляет 1,5 м³. Контроль эффективности противовыбросных мероприятий осуществляется по динамике газовыделения.

Порядок проведения экспериментов

Исследование каскадного нагнетания через короткие скважины в забое откаточного штрека на пласте h_3 шахты им. М.И.Калинина имеет своей целью оценку эффективности способа по равномерности распределения прироста влажности в плоскости, перпендикулярной напластованию и в плоскости пласта. В связи с этим, а также в соответствии с модельными исследованиями необходимо провести по три цикла обработки через одиночные скважины и каскад. Нагнетание через каскад скважин осуществляется с одинаковым для обеих скважин темпом двумя насосами НВУ-30М для обеспечения контроля и регулировки количества жидкости, поступающей в каждую скважину (рис. 1).

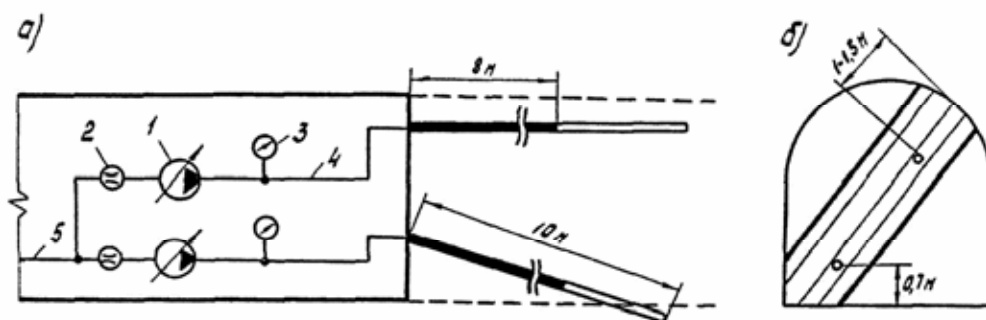


Рис. 1. Технологическая схема каскадного нагнетания воды в подготовительной выработке (пласт h_3): 1 — насосная установка НВУ-30м; 4 — рукав высоконапорный; 2 — расходомер; 5 — участковый водопровод; 3 — манометр

Отбор проб на содержание влаги в угле в плоскости, перпендикулярной напластованию, производится из каждой пачки по четырем линиям наблюдений, равноотстоящим друг от друга по восстанию пласта. Эксперимент проводился на протяжении 22 м прохождения выработки.

В качестве критериев оценки эффективности каскадной обработки приняты относительное уменьшение площади необработанных участков и коэффициента вариации прироста влажности в проектной зоне воздействия.

Результаты исследования каскадной обработки пласта h_3 через короткие скважины

В ходе натурных исследований было проведено по три цикла нагнетания через одиночные скважины и каскад по технологической схеме, изображенной на рис. 1. Нагнетание воды осуществлялось в режиме постоянного давления с целью оценки влияния взаимодействия встречных потоков на изменение темпа закачки.

Табл. 1. Показатели качества обработки пласта h_3

№ заходки	Одиночные скважины		Каскад скважин	
	$\Delta \bar{W}$, %	V_R^0 , %	$\Delta \bar{W}$, %	V_R^k , %
1	1,0	56,8	1,3	29,6
2	1,0	56,0	1,5	44,1
3	1,2	73,8	1,5	38,2
4	1,1	58,0	1,4	50,5
5	0,9	105,3	1,3	40,2
6	1,3	81,2	1,6	38,3
7	1,2	43,2	1,7	34,1
8	1,1	79,2	1,3	42,4
9	1,0	118,3	1,5	35,7
10	1,1	62,5	1,7	30,6
11	1,2	49,8	1,6	32,6
12	1,2	82,4	1,5	37,3
Среднее по зоне	1,1	72,1	1,5	37,7

Анализ равномерности обработки производился как в плоскости, перпендикулярной напластованию, так и в плоскости пласта по коэффициенту вариации и среднему значению прироста влажности. Необработанные участки в межскважинной зоне во всех случаях отсутствовали, что объясняется полным перекрытием зон влияния сква-

жин. Отбор проб производился, начиная с 6-го метра от устья первой скважины на протяжении 22 м подвигания выработки, что соответствует трем циклам нагнетания. Показатели качества обработки в плоскости, перпендикулярной напластованию, сведены в табл. 1, в которой $\Delta\bar{w}\%$ — показатель прироста влажности, $V_R\%$ — коэффициент вариации прироста влажности.

Анализ данных, приведенных в таблице 1, показывает, что качество обработки массива в плоскости, перпендикулярной напластованию, при каскадном нагнетании значительно выше. Коэффициент вариации прироста влажности в пласте после нагнетания последовательно через одиночные скважины составил 40–120%, при каскадной обработке — 30–50%, то есть уменьшился в среднем в 1,9 раза. Среднее значение прироста влажности увеличилось с 1,1 до 1,5% или на 36,4%. Это объясняется тем, что при нагнетании последовательно через одиночные скважины вода распространяется за пределы проектной зоны по падению и по восстанию пласта от каждой скважины; при каскадной обработке взаимодействие потоков в межскважинной зоне препятствует фильтрации воды в одном из направлений.

Библиографический список

1. **Павлыш В.Н.** Технология каскадной гидрообработки пласта как способ преодоления его анизотропии // Изв. Донецкого горного института, 2002. — Вып.2. — С. 58–60.
2. **Павлыш В.Н., Иващенко В.Д.** Технологические схемы и механическое оборудование гидрообработки угольного пласта // Изв. Донецкого горного института, 2001. — № 1. — С. 21–23.
3. **Москаленко Э.М., Павлыш В.Н., Штерн Ю.М.** Исследование эффективности каскадного нагнетания жидкости в анизотропный угольный пласт // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело: Науч.-тех. реф. сб. — М.: ЦНИЭИуголь, 1981. — №3 (165). — С. 18–20.

© Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Керкез С.Д., 2006

УДК 622.457.2

ГРЕБЕНКИН С.С. докт.техн.наук, ЗИНЧЕНКО С.А. асс., ПРОНИН А.В. бакалавр (ДонНТУ)

ОПЫТ ПРОВЕДЕНИЯ И КРЕПЛЕНИЯ ВЕНТИЛЯЦИОННОГО ШТРЕКА В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ ИМЕНИ А.Ф.ЗАСЯДЬКО

Рассмотрен опыт крепления современной проходческой техникой, выполнено обоснование конструкции крепи с определением ее параметров.

Вентиляционный штрек предназначен для доставки материалов и оборудования и для выпуска исходящей струи воздуха. Общая длина вентиляционного штрека 1450 м.

Сечение штрека в свету 16 м² при креплении КМПАЗ-13,8 через 0,5 м. Тип затяжки железобетон.

Выработка проходится по пласту угля, с подрывкой пород почвы и кровли пласта. Нормативная скорость проведения выработки 150 м/мес. Прохождение вентиляционного штрека будет осуществляться проходческим комбайном КСП-32 с погрузкой горной массы на конвейер СР-72.

Предусматривается для этих пластов комбинированную систему разработки на базе столбовой с возвратно точным проветриванием с подсвежением. Основными факторами, которые оказали влияние на выбор этой системы разработки, является большая глубина ведения работ, прочные вмещающие породы, отсутствие лесных и других материалов для поддержания штреков позади очистного забоя. Сложные горно-геологические условия отработки также не позволяют применить сплошную или столбовую систему разработки.

В уклонных частях шахтных полей пластов m_3 и l_1 угол падения равен и больше 18° , поэтому применять вариант системы разработки с выемкой по простиранию.

Выбранная по экономическому критерию длина лавы составила 220 м. Длину выемочных столбов принимаем до границ шахтного поля до 1450 м.

На основании расчета, выполненного в соответствии с «Инструкцией по выбору рамной крепи горных выработок. ВНИМИ, 1986 г.» для крепления вентиляционного штрека принимается трехзвенная арочная металлическая крепь КМПА-3 — $13,8 \text{ м}^2$ сечением в свету $13,8 \text{ м}^2$, бока и кровля выработки затягиваются железобетонной затяжкой. Расстояние между рамами крепи 500 мм.

Выработка проходится узким забоем с боковой подрывкой пород.

Трехзвенная крепь КМПА-13,8, имеет следующие параметры:

- ширина выработки в свету — 4750 мм;
- высота выработки в свету — 3440 мм;
- ширина выработки в проходке — 5200 мм;
- высота выработки в проходке — 3660 мм.

Проверка сечения по граничным скоростям

$$V = \frac{A_{\text{сут}} \cdot q_{\text{уч}} \cdot K_{\text{н}}}{864 \cdot S_{\text{св}} \cdot (C - C_0)}, \text{ м/с},$$

где $A_{\text{сут}}$ — суточная добыча участка, т; $q_{\text{уч}}$ — относительная газообильность выемочного участка, $\text{м}^3/\text{т}$; $K_{\text{н}}$ — коэффициент неравномерности газовыделения, $K_{\text{н}}=1,28-2,43$; C и C_0 — допустимое содержание метана соответственно в исходящей из очистного забоя и поступающей в очистной забой вентиляционной струе, ($C=1\%$, $C_0=0\%$ (максимум $0,5\%$)).

$$V = \frac{1350 \cdot 15 \cdot 1,5}{864 \cdot 13,8 \cdot (1 - 0,5)} = 5,1 \text{ м/с}.$$

Как видим условие ПБ соблюдается $0,25 \text{ м/с} \leq V \leq 8 \text{ м/с}$.

Выбор способа разрушения пород, технологической системы и оборудования для проходки.

При проведении горной выработки для заданных горно-геологических условий (коэффициент крепости пород), наиболее целесообразным является применение комбайнового способа проведения.

Наиболее оптимальным из ныне существующих комбайнов, удовлетворяющим экономическим и технологическим параметрам, является комбайн КСП-32, представленный на рисунке 1.

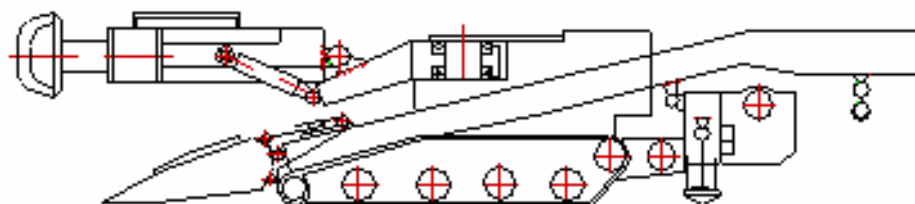


Рис. 1. Проходческий комбайн КСП-32

Комбайн проходческий КСП предназначен для механизации основных и вспомогательных процессов проведения горизонтальных и наклонных ($\pm 12^\circ$) выработок любой формы, с площадью сечения от 10 до 29 м² в проходке по углю, породе и смешанному забою с максимальным пределом прочности пород при одноосном сжатии $\sigma_{сж}=100$ МПа и абразивностью до 15 мг в шахтах, опасных по газу или пыли. На пластах, угрожаемых по внезапным выбросам угля и газа, комбайн может применяться в неопасных зонах, установленных прогнозом.

Конструктивные особенности стреловидный, телескопический исполнительный орган оснащен продольно-осевой режущей коронкой, обеспечивающий эффективное разрушение горной массы с сохранением устойчивого положения комбайна и уменьшение переборов породы при проведении выработок малых сечений.

Наличие опорного питателя и задних аутригеров повышает устойчивость комбайна во время разрушения горной массы.

Угол наклона, площадь сечения выработки согласно ранее проведенных расчетов не ограничивается технической характеристикой выбранного комбайна.

Выработка проходится по пласту угля, с подрывкой пород почвы и кровли пласта. Нормативная скорость проведения выработки 150 м/мес. Прохождение вентиляционного штрека будет осуществляться проходческим комбайном с погрузкой горной массы на конвейер СР-72.

Прохождение вентиляционного штрека ведется комбайном КСП-32, который производит отбойку и погрузку горной массы. Управление комбайном осуществляет машинист, прошедший специальное обучение и имеющий соответствующее удостоверение. Цикл по прохождению начинается с осмотра рабочего места и приведения его в безопасное состояние. При этом проверяется состояние крепи и соответствие ее. Установки паспорту крепления. Проверяется состояние кровли в незакрепленном пространстве у забоя, в случае необходимости производится оборка забоя удлиненным инструментом (оборником). Машинист комбайна замеряет концентрацию CH_4 в забое, проверяет состояние и исправность комбайна, в случае необходимости меняет зубки и производит доливку масла и т.д.

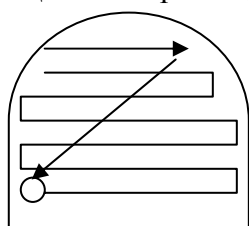


Рис. 2. Обработка забоя комбайном

На рисунке 2 приведена схема обработки забоя комбайном.

Эксплуатационная производительность комбайна

$$Q_3 = \frac{A \cdot Q_T}{1/K_T + (t_B + t_0) \cdot V/1}$$

где Q_T — техническая производительность комбайна, м³/мин; $A=0,8$ — коэффициент, учитывающий регламентированные простои в работе; $K_T=0,9$ — коэффициент готовности комбайна; t_B — время, затраченное на вспомогательные операции в одном рабочем цикле по отработке забоя (заглубление коронки, замена резцов, обработка породных стен и почвы и т.п.); t_0 — время простоя комбайна по организационным причинам; V — скорость проведения выработки, м/мин; l — шаг крепи, м.

$$Q_3 = \frac{0,8 \cdot 1,8}{0,5/0,9 + (12 + 35) \cdot 0,03/0,5} = 0,4 \text{ м}^3/\text{мин}.$$

После погрузки горной массы под прикрытием временной крепи два проходчика с обеих сторон выработки зачищают почву для установки постоянной крепи. После этого убирается часть брусьев перекрытия временного крепления (на участке между установленной и вновь устанавливаемой рамами крепи). Кровля осматривается, и повторно обирается. Поочередно устанавливаются ножки крепи и соединяются с ранее установленной рамой крепи межрамными стяжками. Возводится временный полук для установки верхняк неопианной конструкции. В забое с верхней и нижней сторон выработки устанавливаются две специально для этого изготовленные металлические лестницы. За хомуты замков второй от забоя рамы постоянного крепления подвешивается по одному специально изготовленному крюку из буровой стали или круглого железа $d=30$ мм. На нижние концы крючьев и на лестницу параллельно оси выработки укладывается по одному брусу толщиной 140 мм, на которые поперек выработки укладывается сплошной настил из брусьев толщиной 100 мм. С выдвигного крепления, убираются брусья перекрытия, кровля повторно обирается. После этого с полка поднимается и укладывается на стойки верхняк крепежной рамы и соединяется с ним замками длиной 400 мм при помощи двух хомутов. Устанавливается верхняя межрамная стяжка. После этого производится затяжка сначала кровли, затем боков выработки в направлении снизу вверх. Пустоты за крепью забучиваются породой. Вывалы над крепью закладываются кострами. После окончания крепления убирается подвесной полук, и отодвигаются трубы временного крепления. При проведении штрека будет пересекаться зоны влияния геологических нарушений, опасные по обрушению пород кровли и выделению газа.

О подходе к этим зонам, входе в них и выходе из них руководство участка уведомляется маркшейдерской службой путем выдачи письменных предписаний.

При входе забоя в зону влияния ЗПО и геологического нарушения: производить тщательный контроль за соответствием состава воздуха нормам.

Отставание крепления от груди забоя до установки очередной рамы не более 0,6 м.

В случае проявления признаков усиленного горного давления (деформация крепи, разрушение соединительных узлов, затяжки) установить крепь усиления.

В случае разрушения крепления на ранее закрепленном участке выработки и связанного с этим просыпанием горной массы, либо резкого выпучивания почвы и тем самым значительного сокращения размеров поперечного сечения выработки, работы в забое останавливаются, все рабочие из забоя выводятся в безопасное место, о случившемся немедленно сообщают горному диспетчеру и начальнику участка. Работы по восстановлению начинаются после обследования и под руководством лица технического надзора участка.

Категорически запрещается одновременно ведение восстановительных работ и нахождение людей в забое или за зоной крепи со стороны забоя. При остановке забоя на сутки и более, крепление призабойных рам усиливается пробивкой ремонтин.

Планом ликвидации аварий предусмотреть меры по выводу людей и ликвидации последствий возможных аварийных ситуаций. До ведения работ в опасных зонах иметь необходимый запас материалов:

- для выкладки клетей;
- оборудовать водоотлив насосами ШН-80;
- иметь в наличии все необходимые средства противопожарной защиты и самоспасения рабочих.

Запрещается использование б/у металлической арочной крепи. Усилить контроль за замером CH_4 в выработке. С данными мероприятиями ознакомить под роспись ИТР и рабочих участка.

Биографический список

1. **Методические** указания к курсовому и дипломному проектированию по дисциплине «Технология и механизация строительства горных выработок» / для студентов специализации 7.090301 — ГИГ / Сост. В.И.Каменец. — Донецк: ДонГТУ, 1999.
2. **Правила** безопасности в угольных шахтах. — К.: Основа, 1996.
3. **Унифицированные** типовые сечения горных выработок. — К.: Будивельник, 1972.
4. **Машины** и оборудование для угольных шахт: Справочник / Под ред. В.Н.Хорина. — 4-е изд., перераб. и доп. — М.: Недра, 1987.
5. **ЕНиР**. Сборник Е36. Горнопроходческие работы. Строительство угольных шахт и карьеров / Госстрой СССР. — М.: Стройиздат, 1988.
6. **СНиП**. Приложение. Сборники единых районных единичных расценок на строительные конструкции и работы. Горнопроходческие работы. Госстрой СССР. — М.: Стройиздат, 1984.
7. **Поддержание** сопряжений горных выработок / К.В.Кошелев, Н.В.Игнатович, В.И.Полтавец. — К.: Техника, 1991. — 176 с.

© Гребенкин С.С., Зинченко С.А., Пронин А.В., 2006

УДК 622.27: 622.832

КУЦЕРУБОВ В.М., канд. техн. наук (КИИ ДонНТУ, Красноармейск), ЛОБКОВ Н.И., канд. техн. наук (ИФГП)

ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ НА РАЗРУШЕНИЕ ПОРОД КРОВЛИ В ОЧИСТНЫХ ЗАБОЯХ

Рассмотрены результаты исследований скорости подвигания лав и способов управления кровлей на смещение и обрушение боковых пород в призабойном пространстве и в зоне опорного давления.

Одним из основных техногенных факторов сдерживающих темпы выемки угля является обрушение пород кровли в очистных забоях. Обрушения породы приводят к деформированию и поломкам забойного оборудования, простоям лав, потере добычи, снижению уровня безопасности работ.

Анализ потерь рабочего времени в лавах пологих пластов, проведенный по данным диспетчерских служб шахт производственных объединений «Горезантрацит», «Красноармейскуголь», «Донецкуголь» показал, что относительные потери времени в аварийных очистных забоях за период 1985–1990 г. происходят из-за неисправности забойного оборудования и горного фактора, включающего в себя геологические нарушения и обрушения кровли (таблица 1).

Табл. 1. Относительные потери времени в очистных забоях за 1985–1990 г.

Производственное объединение	Относительные потери времени в процентах от общего числа потерь			
	Неисправность оборудования, случ	Горный фактор		Прочие потери, %
		Геологические нарушения, %	Обрушения кровли, %	
Донецкуголь	22–24	33–49	11–45	12–34
Красноармейскуголь	16–27	26–28	16–21	14–42
Торезантрацит	18–25	31–42	17–23	16–39

К горным факторам относят крупноблочное обрушение пород, приводящее к посадке крепи «нажестко», значительные вывалы непосредственной кровли, происходящие в период первичной посадки основной, вывалы кровли над секциями крепи, требующие продолжительных остановок лав. В результате обрушений кровли, посадки крепи «нажестко» часто наблюдается выход из строя забойного оборудования. Эти негативные процессы приводят к потерям времени на выемку угля до 60%, а это в свою очередь является причиной потери добычи до 20–30%.

На характер обрушения пород кровли оказывают как горно-геологические, так и горнотехнические причины. К горно-геологическим относятся прочность, нарушенность, обводненность пород и другие, представляющие собой геологическую характеристику породного массива. И эти причины практически неуправляемы. К горнотехническим, управляемым причинам можно отнести скорость подвигания лавы, способ управления кровлей, упрочнение пород, повышение несущей способности крепи и другие, связанные с технологической деятельностью человека. Первые две из них наиболее влияют на формирование горного давления в призабойной части пласта и опорного давления впереди очистного забоя в процессе выемки угля.

Вопросами влияния скорости подвигания очистного забоя на процесс выемки угля продолжительное время занимался ряд исследователей в области горного дела. Установлено, что изменение скорости влияет на поведение пород кровли в призабойном пространстве, на режим работы крепи, на выбор длины лавы и способ управления кровлей, обуславливает изменение организации труда.

Кравченко В.И. в своей работе [1] установил, что быстрое подвигание забоя приводит к более интенсивному смещению кровли, однако при этом опускание на один метр лавы уменьшается. С ускорением подвигания забоя трещиноватость в породах развивается медленнее, породы меньше деформируются, благодаря чему увеличивается устойчивость обнаженных пролетов кровли и улучшаются условия ее управления. Кроме того, с уменьшением скорости подвигания увеличивается интенсивность отжима угля.

Давидянц В.Т. и Козелев Г.Л. указывают, что увеличение скорости подвигания очистного забоя в 2 раза (от 0,53 до 1,17 м/сут. и от 0,9 до 1,8 м/сут.) приводит к уменьшению опускания кровли на максимальном расстоянии от забоя при разных крепях и способах выемки на 34–41% и увеличению скорости опускания на 34–46% [2].

Проведенные в ВУГИ исследования на моделях из эквивалентных материалов показали уменьшение на 25–30% средней интенсивности, величины смещений кровли и нагрузок на крепь на расстоянии 3,6 м от забоя при увеличении скорости подвигания лавы с 1,8 до 7,2 м/сут.

Дальнейшее увеличение скорости подвигания забоя до 15 м/сут., не дает заметных изменений в проявлениях горного давления.

Аналитические исследования, проведенные Руппенейтом К.В., [3] позволили установить, что смещения кровли интенсивно уменьшаются при увеличении скорости подвигания очистного забоя до 2...3 м/сут., дальнейшее увеличение скорости практически не влияет на величину смещений.

Исследованиями Дубова Е.Д., в шахтных условиях [4] подтверждена справедливость результатов аналитических исследований и показано, что увеличение скорости подвигания от 3–4 до 10–12 м/сут., практически не оказывают влияния на величину опускания кровли.

Исследуя проявления горного давления в лабораторных условиях Медведчук В.Д., установил [5], что во всех случаях с увеличением скорости подвигания очистного забоя смещение кровли, как впереди забоя, так и в призабойном пространстве уменьшается. Увеличение скорости подвигания с 1,3 до 20,7 м/сут., привело к уменьшению смещений кровли и почвы пласта на расстоянии 4 м от забоя в 4 раза. При изменении скорости подвигания очистного забоя в интервале 22,5–180 м/мес., наблюдается ряд изменений в поведении пород кровли. При малых скоростях подвигания (22,5–40 м/мес.) породы непосредственной кровли интенсивно расслаиваются над призабойным пространством, характер их обрушения резкий. С увеличением скорости подвигания до 90–180 м/мес. расслоение происходит менее интенсивно. Скорость подвигания забоя влияет и на обрушаемость пород в выработанном пространстве: при скорости подвигания лавы 0,45–2,7 м/сут., непосредственная кровля обрушалась вслед за передвижением крепи, при скорости 2,7–3,6 м/сут. наблюдалось лишь небольшое зависание непосредственной кровли на расстоянии 1–2 и редко 3 м от забоя. Оседание основной кровли происходило регулярно через 10–13 м подвигания лавы, независимо от несущей способности крепи. С увеличением скорости подвигания забоя расслоение пород над призабойным пространством замедляется, этот процесс перемещается в выработанное пространство, где зависающие за крепью консоли породных слоев удлиняются, а высота беспорядочного обрушения непосредственной кровли уменьшается. При подвигании забоя 8,1 м/сут., обрушение непосредственной кровли происходило на высоту 2,5 м, а при скорости 20,7 м/сут., при той же крепи — на высоту 1,5 м. Выше зоны обрушения непосредственная кровля оседала блоками, шарнирные связи между ними при этом сохранялись. Максимум концентрации опорного давления с увеличением скорости подвигания увеличивается и приближается к забою, увеличивается и шаг посадки основной кровли. При скорости 20,7 м/сут., осадка основной кровли уподобляется плавному прогибу. Трещины разлома в основной кровле развивались над линией забоя и не всегда пересекали основную кровлю по всей мощности. В случае пересечения слоя по всей мощности, образовавшийся блок не успевал сместиться в сторону призабойного пространства и оседал лишь в 15–20 м от забоя. При интенсивном подвигании лавы смещений основной кровли над призабойным пространством не наблюдалось.

Влияние скорости подвигания очистного забоя на устойчивость пород кровли наблюдалось и зарубежными исследователями [6]. Во Франции при струговой выемке пласта «Аделенд» при скорости подвигания забоя 2,5–3 м/сут., нижний слой кровли, представленный аргиллитом легко отслаивался. С увеличением скорости подвигания до 5–7 м/сут., отслаивание прекратилось, характер обрушения вышележащих слоев оставался без изменения. Аналогичные явления наблюдались на шахте №8 (США) при выемке пласта «Покахонтос», где средняя скорость подвигания лавы составляла 6,7 м/сут.

Результаты исследований конвергенции боковых пород пласта в призабойной части пласта при управлении кровлей полным обрушением и частичной закладкой выработанного пространства, а также измерений размеров зон опорного давления [7] приведены в таблице 2.

Табл. 2. Результаты замеров смещения пород в очистном забое, шага первичной посадки кровли и размера зоны опорного давления

Наименование очистного забоя	Средняя скорость подвижения лавы до посадки кровли, м/сут.	Смещение пород в призабойном пространстве лавы до посадки кровли, мм	Шаг первичной посадки кровли, м	Средняя скорость подвижения лавы после посадки кровли, м/сут.	Смещение пород в призабойном пространстве после посадки кровли, мм	Способ управления кровлей в лаве	Размер зоны опорного давления, м
Шахта «Прогресс»							
1 Вост. лава				1,4	до 250	Полное обрушение	-
1 Зап. лава				1,3	до 250	Полное обрушение	-
2 Вост. лава	1,6	до 180	130	2,4	до 130	Полное обрушение	-
2 Зап. лава	2,4	до 137	0	2,4	до 100	Частичная закладка	30
12 Вост. лава	0,6	до 290	90	1,8	до 140	Полное обрушение	30
11 Вост. лава	0,9	до 200	83	1,2	до 200	Полное обрушение	36
4 Вост. лава	1,8	до 250	155	1,2	до 600	Полное обрушение	80
6 Вост. лава	1,8	до 250	142	1,2	до 580	Полное обрушение	90
24 Вост. лава	1,6	до 146	0	2,4	до 145	Частичная закладка	48
13 Вост. лава	2,8	до 180	0	-	-	Полное обрушение	-
Шахта «Лесная»							
12 Вост. лава	-	-	-	1,8	до 103	Частичная закладка	31
13 Вост. лава	-	-	-	1,8	до 103	Частичная закладка	44
Шахта «Заря»							
2-я лава	-	-	-	1,2	до 90	Полное обрушение	86

В лавах шахты «Прогресс» породы непосредственной кровли представлены песчано-глинистым, песчаным сланцами мощностью 17–18 м, а в 4-й и 6-й Восточных лавах песчано-глинистым сланцем мощностью 35 м. Прочность пород по шкале Протодь-

яконова колеблется в пределах $f=5-8$. При управлении кровлей полным обрушением минимальные смещения боковых пород в призабойном пространстве отмечалось перед первичной посадкой кровли. В период первичной посадки смещения значительно выросли, что часто приводило к завалам лав. С увеличением скорости подвигания лавы увеличивался шаг посадки кровли, уменьшался размер зоны опорного давления и величина смещения пород. Уменьшение зоны опорного давления происходило также при применении способа управления кровлей частичной закладкой и приводило к уменьшению смещения пород в призабойном пространстве, снижению трещинообразования в кровле пласта, интенсивности отжима угля.

Приведенные выше результаты исследований позволяют сделать вывод, что увеличение скорости подвигания очистного забоя ведет к:

- уменьшению трещинообразования и отжима угля в призабойной части пласта;
- уменьшению трещинообразования в породах кровли;
- уменьшению смещения пород кровли;
- уменьшению расстояния от груди забоя до максимума опорного давления;
- увеличению шага первичной и вторичных посадок кровли.

Вышеперечисленные факторы повышают устойчивость кровли в очистных забоях, способствуют снижению интенсивности и в определенных условиях предотвращению вывалообразования в призабойном пространстве лав.

Визуальные наблюдения за формой вывалов породы мелкими фракциями у груди забоя (рис.1) и процессом выхода заколов по кровле вдоль забоя (рис.2) подтверждают предположение, что разрушение непосредственной кровли происходит впереди лавы в зоне опорного давления. Характер разрушения породы определяется прочностью породы, действующими напряжениями, а также временем действия этих напряжений на породный слой. Для оценки степени нарушенности породы под действием напряжений в зоне опорного давления воспользуемся известным выражением [8, 9], где в качестве эффективного разрушающего принимается касательное напряжение [7].

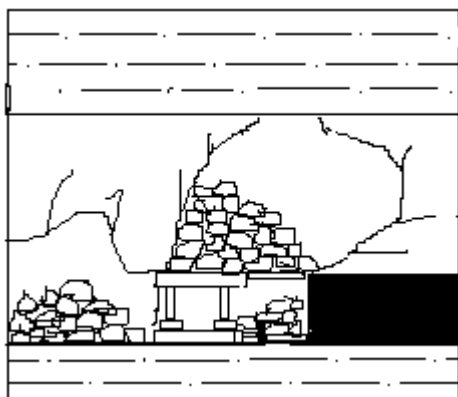


Рис. 1. Обрушение пород кровли мелкими фракциями

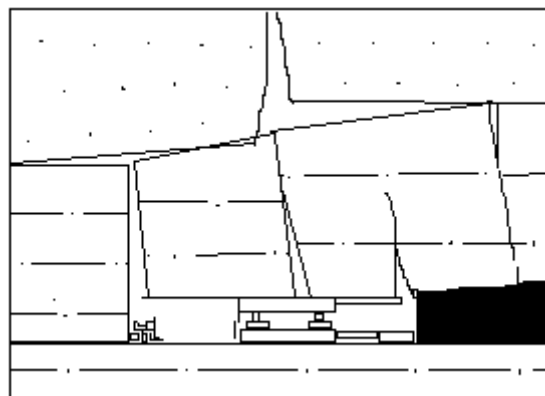


Рис. 2. Обрушение пород кровли крупными блоками

$$\frac{d\psi}{dt} = -\left(\frac{\sigma - B}{\psi}\right)^n, \quad (1)$$

где ψ — сплошность горной породы, характеризующая развитие трещин под действием напряжений за некоторое время; A — реологический параметр, зависящий от типа, структуры и свойства горной породы, ее влажности и температуры, 1/сут. МПа; σ — напряжение, действующее в породе, МПа; B — пороговое значение напряжения, после превышения которого начинают развиваться микротрещины, соответствует пределу длительной прочности породы, МПа; n — показатель трещинообразования.

Эффективное разрушающее напряжение

$$\tau_{\text{эф}} = \left[P_{\text{оп}} + \frac{\gamma l^2 (h + h_i)}{2h^2} - \sigma_{\infty} \right] \frac{\cos \rho}{2}, \text{ МПа}, \quad (2)$$

где $P_{\text{оп}}$ — величина максимального опорного давления, МПа; γ — плотность породы, МН/м³; l — пролет слоя породы над выработанным пространством, м; h — мощность несущего слоя кровли, м; h_i — мощность слоев пригрузки, м; σ_{∞} — предел длительной прочности породы, МПа; $\cos \rho$ — угол внутреннего трения породы.

Подставляя значение эффективного разрушающего напряжения в (1), интегрируя его с учетом начального условия $\psi=1$, $t=0$ определяем время разрушения слоя по всей мощности при $\psi=0$

$$T_0 = \frac{6}{A \cos \rho \left[P_{\text{оп}} + \frac{\gamma l^2 (h + h_i)}{2h^2} - \sigma_{\infty} \right]}, \text{ сут.} \quad (3)$$

Для условий разработки антрацитовых пластов установлено, что при прочности пород кровли на сжатие $\sigma_{\text{ск}} \geq 50$ МПа разрушение происходит крупными блоками, а при меньшей прочности мелкими фракциями.

Библиографический список

1. **Кравченко В.И.** Безопасность при управлении горным давлением в лавах пологих пластов. — М.: Недра, 1975. — 221 с.
2. **Давидянец В.Т., Козелев Г.Л.** Измерения проявлений горного давления на шахтах Донецкого бассейна. — М.: Углетехиздат, 1960. — 206 с.
3. **Рупнейт К.В.** Давление и смещение горных пород в лавах пологопадающих пластов. — М.: Углетехиздат, 1957, — 288 с.
4. **Дубов Е.Д.** Исследования в шахтных условиях взаимодействия боковых крепей с боковыми породами на пологих пластах Донецкого бассейна. — Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. — Донецк, 1967. — 20 с.
5. **Медведчук Н.Д.** Влияние скорости подвигания очистного забоя на проявление горного давления при выемке угольных пластов. — Автореф. дисс. на соискание ученой степени канд. техн. наук. — Донецк, 1968. — 27 с.
6. **Международная конференция по горному давлению.** — Льеж.: Перевод с французского. — М.: Углетехиздат, 1957. — 414 с.
7. **Лобков Н.И.** Определение основных параметров управления кровлей при разработке пластов в сложных условиях глубоких шахт Донбасса. Автореф. дисс. ... канд. техн. наук. — Донецк, 1985. — 13 с.
8. **Качанов Л.М.** Основы механики разрушения. — М.: Наука, 1974. — 312 с.
9. **Литвинский Г.Г.** Параметры хрупкого разрушения горных пород в условиях возникновения горных ударов. — В кн.: Разработка месторождений полезных ископаемых. — К.: Техника, 1974. — Вып. 35. — С. 31–37.

© Куцербов В.М., Лобков Н.И., 2006

УДК 622.531

АНТИПОВ И.В. докт.техн.наук, ДЕГТЯРЬ Р.В. канд.техн.наук (ИФГП)

ИЗМЕНЕНИЕ ИНТЕНСИВНОСТИ СИНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В КРАЕВОЙ ЧАСТИ УГОЛЬНОГО ПЛАСТА С УВЕЛИЧЕНИЕМ ГЛУБИНЫ РАЗРАБОТКИ

Формирование зоны отжима в краевой части угольного пласта интерпретируется как синергетика — процесс образования диссипативных структур. Изучены синергетические процессы при проявлении самопроизвольного разрушения краевой части угольного пласта на концевых участках лав и сопряжениях в технологических схемах выемочных столбов с увеличением глубины.

Естественное напряженное состояние массива пород определяется действием двух независимых силовых полей — гравитационного и тектонического.

Рассмотрим действие в массиве пород гравитационного поля сил. Горные породы, составляющие земную кору, находятся в объемном напряженно-деформированном состоянии или, как принято говорить, в состоянии «нетронутого массива». Это состояние является результатом длительного геологического процесса, и правильное понимание закономерностей распределения напряжений и деформаций в горных породах нетронутого массива имеет большое значение при решении практических задач горного давления. Длительное воздействие гравитационных сил наряду с другими физическими и химическими процессами привело к образованию горных пород с определенными прочностными и деформационными свойствами. Породы нетронутого горного массива находятся в состоянии объемного сжатия под действием активных вертикальных напряжений $\sigma_z = \gamma H$. Наиболее характерная черта нетронутого массива — невозможность деформирования пород в горизонтальных направлениях, т.е. $\xi_x = \xi_y = 0$. При спокойном залегании горизонтального угольного пласта величина геостатического горного давления распределена равномерно по всей площади, а при наклонном залегании пласта распределено неравномерно.

Тектоническое поле сил — следствие тектонических движений, протекавших на протяжении всех геологических эпох в прошлом и настоящем. Однако во многих случаях тектонической составляющей силового поля можно пренебречь за ее малостью по сравнению с гравитационной составляющей.

При разработке угольных пластов в массиве горных пород нарушается равновесное состояние среды. Происходит перераспределение поля напряжений, деформаций и внутренней энергии. Отработка угольных пластов вносит изменение в поверхностную энергию твердого раствора. Последняя, в свою очередь, оказывает влияние на внутреннюю энергию, на пластовое давление. Энергетическое перераспределение в твердом растворе вызывает перераспределение поля напряжений в технологической схеме подготовки выемочных столбов в зависимости от принятой системы разработки.

Характерным свойством горных пород является высокая степень их неоднородности и анизотропия, которая проявляется на всех четырех масштабных уровнях: микроскопическом; субмакроскопическом; макроскопическом; мегаскопическом. Разнообразие механических свойств горных пород является следствием слоистости, анизотропии и упрочнения, структурной неоднородности твердого раствора. Слоистое строение углепородного массива требует применения таких методов исследований и оценки на-

пряженно-деформированных состояний горного массива, которые учитывают его особенности. Для слабых пород, пород, способных к пластическому течению при небольших нагрузках (глинистые и песчаные сланцы и др.), гидростатическое состояние массива может проявиться уже на небольших глубинах.

Особенностями угольного массива являются относительно малая прочность пласта, наличие поверхностей с невысоким коэффициентом трения. Направленное исследование деформационных свойств угольного пласта с учетом этих особенностей позволяет определить его роль в сохранении устойчивости всего горного массива. Поэтому рассмотрение состояний угольного пласта необходимо вести с учетом поведения толщи пород. Уплотнение угля происходит за счет его сжатия и деформации, от степени метаморфизма и газонасыщения. В этом случае уменьшение объема угля происходит за счет увеличения относительной объемной деформации сжатия, вызванной пористостью угля. Уплотнение угля, в свою очередь, вызывает повышение модуля упругости, и, как следствие, повышение жесткости и уменьшение относительной линейной деформации угля.

В традиционном толковании этих процессов с помощью классической теории упругости уменьшение объема деформируемого твердого раствора связывают с накоплением энергии упругих деформаций:

- деформирование без изменения объема при постоянных напряжениях;
- деформирование с пластическим течением без разрыва сплошности.

Такие явления как деформирование без изменения объема при одновременном росте сопротивления нагрузкам, увеличение объема с ростом, а затем снижением сопротивления, в рамках теории упругости объяснения не имеют, но объясняет синергетика. Синергетика — наука, изучающая самоорганизацию в неживой природе.

Механизм процесса уменьшения объема является очевидным. Увеличение объема объясняется развитием трещиноватости. Деформирование без изменения объема при одновременном росте сопротивления действующим нагрузкам возможно, если синергетические процессы уплотнения твердого раствора за счет сближения структурных элементов и разуплотнения за счет раскрытия трещин на определенном этапе нагружения количественно уравниваются.

Синергетика в механике горных пород основана не на законе сохранения, а на балансе втекающих и вытекающих потоков энергий. Самоорганизация дефектов при их образовании в угольном пласте и вмещающих породах становится возможным на больших глубинах в системе «массив — выработанное пространство», области удаленной от механического равновесия.

Все физические процессы в краевой части угольного пласта обусловлены процессом трещинообразования (саморазрушения). Саморазрушение сводится к одному процессу — к фазовому самопроизвольному переходу краевой части угольного пласта в псевдоагрегатное состояние — разупрочненный массив. Массив характеризуется трещинами техногенно-антропогенного происхождения. Режим с обострением, например, выброс угля и газа, характеризуется фазовым переходом из ненарушенного состояния массива сразу в «газоугольный поток». Свободного метана в угле практически нет. Предполагается, что он находится в связанном состоянии. Традиционно в горной науке считается, что метан, необходимый для выброса, может выделяться в результате термодинамического разложения твердого углегазового раствора (ТУГРа). Однако наука пока не объясняет, почему это происходит мгновенно, в условиях отсутствия проницаемости угольных пластов, в режиме фильтрации. Альтернативный подход к объяснению этих процессов является синергетическим. Метан рождается и генерируется в рас-

тушей трещине. На глубинах, где начинает проявляться саморазрушение краевой части угольного пласта, угольные пласты изначально газонепроницаемы. Газовая проницаемость пласта появляется в результате прорастания техногенно-антропогенных трещин саморазрушения, на поверхности обнажения одновременно с генерацией дополнительных объемов метана. При этом между угольным пластом и выработанным пространством идет непрерывный обмен потоками механической энергии. Равенство обуславливает механическое (не термодинамическое) равновесие системы в целом. При воздействии на пласт создаются условия для мгновенного расширения пласта и взрывоподобного высвобождения накопленной им энергии упруго сжатого тела. Ведение подземных горных работ вызывает нарушение равновесного состояния. Возрастает направленный поток механической энергии на массив. Достигнув критической плотности на единицу площади обнаженной поверхности, поток вызывает скачкообразную перестройку структуры краевой части угольного массива в структуру, имеющую более энергетически выгодное состояние. Разбаланс равновесия вызывает слабую реакцию массива, например, в виде появления небольшой трещины. Сильное воздействие вызывает сильную реакцию, как горный удар или выброс угля и газа.

Самоорганизация в механизме саморазложения твердого углеводородного раствора (ТУВРа) проявляется практически во всем, при этом фрактально (самоподобно) на всех масштабных уровнях.

В механизме проявления диффузионной сверхпроницаемости трещины ориентируются вдоль силовых линий поля напряжений. Механизмы на всех масштабных уровнях фрактально подобны: образование трещин — нормальных к силовым линиям; раскрытие — параллельных силовым линиям (на макроуровне); разворот — вдоль силовых линий на (микроуровне). Переход на всех масштабных уровнях происходит скачкообразно и одновременно всех дефектов в некоторой локальной области. Часто называют такой подход синергетическим. Под действием потока механической энергии вдоль его силовых линий генерируется волна свойств. Особенно это актуально для микроуровня.

Ключ к решению проблемы видится в моделировании геомеханических процессов, которое может стать возможным только при условии привлечения теории бифуркаций [1]. Согласно ее представлений, процесс разупрочнения и разрушения краевой части угольного пласта может быть составлен из большого числа одинаковых элементарных актов разрушения, подчиняющихся единому алгоритму. До вскрытия угольный пласт находится в равнокомпонентно напряженно-деформированном состоянии. При резком обнажении (вскрытии) образовавшаяся свободная поверхность восстанавливает потерянное равновесие путем упругого деформирования в сторону выработки. При этом смещение поверхности обнажения достигает критической величины и происходит скачкообразное прорастание первичной магистральной трещины. При дальнейшем росте и ветвлении играет роль канала для фильтрации газового потока в горную выработку. Выделяющийся в результате разгрузки абсорбированный газ оказывает расклинивающее действие на стенки трещины. Выделение газа усиливает процесс трещинообразования. Процесс становится самоподдерживающимся и саморазвивающимся. Процесс разложения твердого углеводородного раствора под действием потока механической энергии состоит из большого количества абсолютно одинаковых элементарных актов разрушения. Но ни одному из этих актов, как и следовало ожидать, не присущи свойства, которые появляются у явления при их коллективном проявлении. Таким образом, изучение процессных фракталов — коллективного поведения элементарных объемов твердого раствора и их самоорганизации под воздействием потоков энергии, проте-

кающих скачкообразно и состоящих из большого числа одинаковых элементарных актов разрушения, представляется возможным только при применении одновременно теории фрактальных множеств; прикладной синергетики; теории бифуркаций; клеточных автоматов [1, 3].

В шахте имеет место природная естественная спонтанная реализация новой «методики вещественного анализа», которая пока не используется в лаборатории. Генерация рудничных газов или флюидов твердой компоненты происходит при образовании техногенно-антропогенных трещин саморазрушения — диссипативных структур (ДС).

Явление коллективного поведения и самоорганизации в неживой природе существовало всегда. В поле зрения геомеханики попало скачкообразное явление, которое хорошо вписывается в «фрактальную» (прерывную) синергетику.

С увеличением глубины ведения горных работ в краевой части угольного пласта, необходимо различать:

1) процессы медленно текущие и связанные с ними все известные шахтные и лабораторные измерения величин, характеризующих физико-механические свойства углей;

2) быстро (разрывно) протекающие процессы.

Первые процессы — это раскрывающиеся природные трещины, медленно растущие «усталостные» трещины. Вторые — протекают скачкообразно (мгновенно), в т.ч. и со скоростью звука. Внешне — это очень похожие, как бы одни и те же процессы хрупкого саморазрушения. Но «быстро текущие» являются самоподдерживающимися, саморазвивающимися, которые пока не удастся полностью воспроизвести в лаборатории. Это уже не просто диссипативные структуры (ДС), которых в природе бесконечное множество. Это (ДС) с самоорганизацией и режимом с обострением под действием какого — либо вида энергии.

К процессам образования (ДС), сопровождающимся скачкообразной самоорганизацией материи, не применим второй закон термодинамики. Он не нарушается. Он просто не применим из-за незначительности влияния. ДС с самоорганизацией не может быть «термодинамической ДС», даже если она образуется под действием тепловой энергии. ДС с самоорганизацией может быть только механодинамическим процессом. Время образования ДС с самоорганизацией, как и время протекания процесса образования техногенных трещин саморазрушения, практически равно нулю. За это время температура измениться не может. Приращение энтропии на макроуровне практически равно нулю, т.к. площадь трещин есть бесконечно малая величина по сравнению с простираемостью угольного пласта. На микроуровне энтропия вещества в стенках трещины не изменяется. Непосредственно в трещине вещество отсутствует. При этом, на макроуровне наблюдается то, чего не может быть в классической термодинамике. Процесс протекает с уменьшением энтропии, что для науки — нонсенс. Кстати, в неравновесной термодинамике (части синергетики) подобных противоречий с классической термодинамикой нет. В геомеханике газонасыщенных горных пород синергетика включает в себя неравновесную термодинамику и диссипативные структуры. Глубоко под землей образуются не просто диссипативные структуры (ДС), которые благодаря коллективному поведению являются самоорганизующимися. Структуры, которые при своем образовании выделяют (генерируют) дополнительное количество энергии и новое вещество. Такие процессы развивается взрывоподобно. Более века в геомеханике механизм этого явления известен на уровне гипотез типа «газовый мешок». Самоорганизация приводит к появлению в угольном пласте энергии газового давления. Нарушение механического равновесия на больших глубинах вызывается действием только внешнего

источника энергии по отношению к краевой части угольного пласта. Классические фазовые переходы происходят под действием внутренних источников энергии. Поэтому, к процессу дефрагментации (образования разрывов сплошности), при котором изменение температуры и энтропии есть бесконечно малая величина, не может быть применена неравновесная термодинамика. Вторая часть синергетики носит название «неравновесной механодинамики». Все остальное в синергетике, по-прежнему, будет называться «неравновесной термодинамикой». Быстро (взрывоподобно) протекающее трещинообразование в геомеханике не имеет сегодня другого объяснения, кроме, как проявлением саморганизации и коллективного поведения элементарных объемов вещества. Следовательно, синергетика в краевой части угольного пласта состоит как из термодинамических, так и не термодинамических фазовых переходов; неравновесной термодинамики и неравновесной «механодинамики».

Равновесное и неравновесное упорядочение видов энергий присуще всей природе. Выражается это существованием двух фундаментальных процессов: организации и самоорганизации. Физически они различаются: по направленности изменения энергии; степени неравновесия и энтропии (в случае необратимых процессов).

Таким образом, в процессах самоорганизации энергия поглощается. При этом степень неравновесия растет, т.к. энергия уменьшается. В процессах организации все наоборот. Механизм самоорганизации и ее источники энергии в общем виде можно представить в виде сопряжения двух процессов как энергодающего, идущего к равновесию, с потребляющим — частью его энергии, идущей на внутреннюю полезную работу, направленную против равновесия. Самоорганизация — это континуальная самоорганизация микросистем, а «синергетика» — когерентная самоорганизация макросистем. И то и другое, как видно, из написанного выше, самоорганизация.

Библиографический список

1. **Шестопалов А.В.** Фракталы, прикладная синергетика, бифуркации и клеточные автоматы при исследовании твердых растворов. — Симметрия и косимметрия в теории бифуркаций и фазовых переходов. / Сборник трудов Международной школы-семинара «SCDS-2002» (27 августа — 2 сентября 2002г., г.Сочи, пос.Лоо, б/о «Слава»). — Ростов-на-Дону: РГУ, 2002. — С. 154–157.
2. **Усаченко Б.М., Паламарчук Т.А., Слащева Е.А.** Исследование синергетических и волновых процессов в массиве горных пород / Горный информационно-аналитический бюллетень, 2000. — № 8. — С. 182–184.
3. **Шестопалов А.В.** Фрактально-синергетическая модель системы «горный массив — выработка» сильно удаленной от своего механического равновесия // Сб. ФиПС-01: Фракталы и прикладная синергетика (Тезисы докладов Второго Международного междисциплинарного симпозиума, г.Москва, ИМЕТ РАН, 26-30.11.2001г.). — М.: Изд-во МГОУ, 2001. — С. 130–132.

© Антипов И.В., Дегтярь Р.В., 2006

УДК 622.831.27

СЕРГИЕНКО Л.Г. (КИИ ДонНТУ), ЛОБКОВ Н.И. канд.техн.наук, СЕРГИЕНКО А.И. (ИФГП)

МОДЕЛИРОВАНИЕ ЗОНЫ РАСПРЕДЕЛЕНИЯ ДЕФОРМАЦИЙ И НАПРЯЖЕНИЙ В ГОРНОМ МАССИВЕ ПРИ РАЗРАБОТКЕ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Изучен вопрос математического моделирования зоны распределения деформаций и напряжений в горном массиве при разработке угольных пластов с применением прикладной программы фирмы ANSYS.

Выемка угольных пластов приводит к деформациям и разрушению вышележащих слоев горных пород, перераспределению напряжений в окружающем горном массиве. Исследования проявлений горного давления при подземной разработке угольных пластов являются важным и необходимым условием для принятия обоснованных решений по способам и средствам крепления горных выработок и управления кровлей, а потому **актуальными** на сегодняшний день.

Вследствие перераспределения напряженного состояния в горном массиве при выемке угля и при последующем деформировании и обрушении пород непосредственной кровли впереди забоя лавы и в выработанном пространстве формируются зоны опорного давления.

Такую картину распределения напряжений и деформаций можно получить, используя для моделирования данного процесса пакет прикладных программ фирмы ANSYS [1], которая базируется на использовании численных методов, а именно — метода конечных элементов.

Сущность метода конечных элементов состоит в аппроксимации исследуемого тела некоторой моделью, которая представляет собой совокупность элементов с конечным числом степеней свободы. Эти элементы взаимосвязаны только в узловых точках, куда прикладываются фиктивные силы, эквивалентные поверхностным напряжениям, распределенным по границам элементов. Параметры приведенной идеализированной системы определяются исходя из соответствующих вариационных решений.

Хотя основные принципы метода конечных элементов сформулированы давно, данный метод получил широкое применение только во второй половине двадцатого столетия. В основном это связано с тем, что его использование требует больших объемов рутинных вычислений. Ситуация в корне изменилась с развитием вычислительной техники, когда выяснилось, что ЭВМ вполне подходят для решения подобных задач.

Метод конечных элементов позволяет значительно уменьшить затраты при разработке новых технологий, так как позволяет существенно сократить объемы или даже полностью отказаться от дорогостоящих стендовых испытаний. Кроме того, с помощью метода конечных элементов можно в сравнительные сроки оценить характеристики разных вариантов модели и выбрать наиболее оптимальную.

Для очередной модели были взяты геологоразведочные данные шахты «Прогресс», смоделированы слои массива горных пород. Каждый слой имеет свои прочностные характеристики. Модель «массива» можно сформулировать как в упругой среде, так и в пластической.

Запись обобщенного закона Гука с использованием векторов и матриц [2]

$$\sigma_{ij} = E_{ijkl} \varepsilon_{kl}, \quad (1)$$

где σ_{ij} — тензор (вектор) напряжений, ε_{kl} — тензор (вектор) деформаций, E_{ijkl} — тензор (матрица) модулей упругости.

Тензор модулей упругости по форме напоминает симметрическую матрицу 6-го порядка (6 столбцов на 6 строк). Она содержит коэффициенты упругости, описывающие деформацию в соответствующем направлении.

Условие симметричности тензора относительно главной диагонали матрицы имеет следующее выражение

$$E_{ijkl} = E_{klij}. \quad (2)$$

Обобщенный закон Гука можно обратить, выразив деформации через напряжения, тогда

$$\varepsilon_{ij} = D_{ijkl} \sigma_{kl}, \quad (3)$$

где D_{ijkl} — тензор упругих податливостей. Таким образом, решая задачу для изотропных тел, достаточно задать пару постоянных: модуль Юнга (E_x) и коэффициент поперечного расширения Пуассона (μ_{xy}).

В ортотропном случае тензор упругих податливостей D_{ijkl} имеет вид

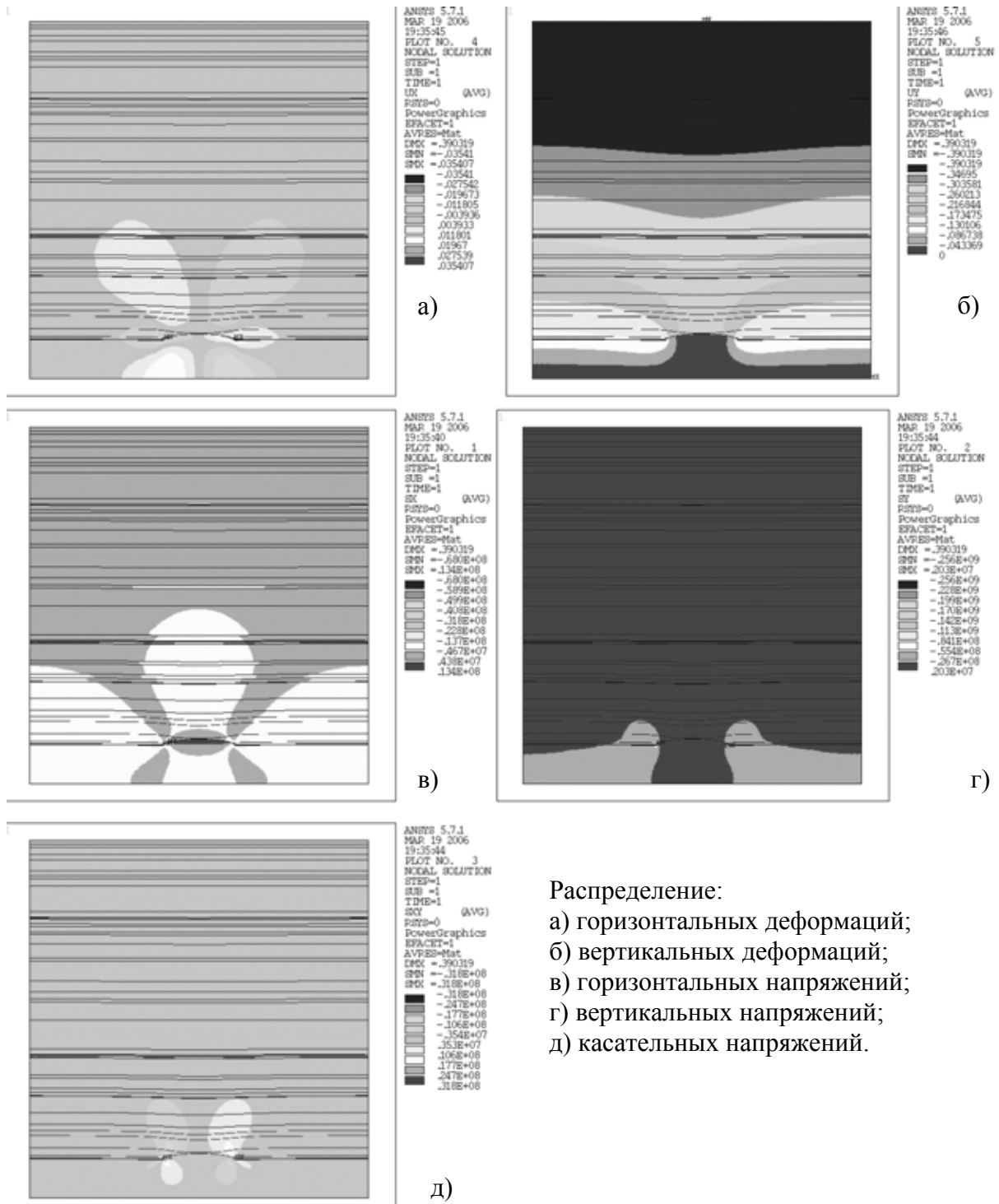
$$\begin{bmatrix} 1/E_x & -\mu_{yx}/E_y & -\mu_{zx}/E_z & 0 & 0 & 0 \\ -\mu_{xy}/E_x & 1/E_y & -\mu_{zy}/E_z & 0 & 0 & 0 \\ -\mu_{xz}/E_x & -\mu_{yz}/E_y & 1/E_z & 0 & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 1/G_{yz} & 0 & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 1/G_{xz} & 0 \\ 0 & 0 & 0 & 0 & 0 & 1/G_{xy} \end{bmatrix} \quad (4)$$

Анизотропные материалы имеют матрицу тензоров упругих податливостей

$$\begin{bmatrix} D_{xxxx} & D_{xxyy} & D_{xxzz} & D_{xxxy} & D_{xxxz} & D_{xxyz} \\ D_{yyxx} & D_{yyyy} & D_{yyzz} & D_{yyxy} & D_{yyxz} & D_{yyyz} \\ D_{zzxx} & D_{zzyy} & D_{zzzz} & D_{zzxy} & D_{zzxz} & D_{zzyz} \\ D_{xxyy} & D_{yyxx} & D_{xyzz} & D_{xyxy} & D_{xyxz} & D_{xyyz} \\ D_{xxxz} & D_{yyxz} & D_{xzzz} & D_{xzxy} & D_{xzxz} & D_{xzyz} \\ D_{xxyz} & D_{yyyz} & D_{yzxy} & D_{yzxy} & D_{yzxz} & D_{yzyz} \end{bmatrix} \quad (5)$$

Используя тензор упругих податливостей, описывающий деформацию анизотропного тела, можно в качестве частного случая получить тензор упругих податливостей изотропного или ортотропного тел. Для этого нужно соответствующим образом расставить значения.

Схемы и графики распределения деформаций, напряжений и смещений для заданных условий шахты «Прогресс» выполнены с помощью программного пакета ANSYS и показаны на рисунках 1–3.

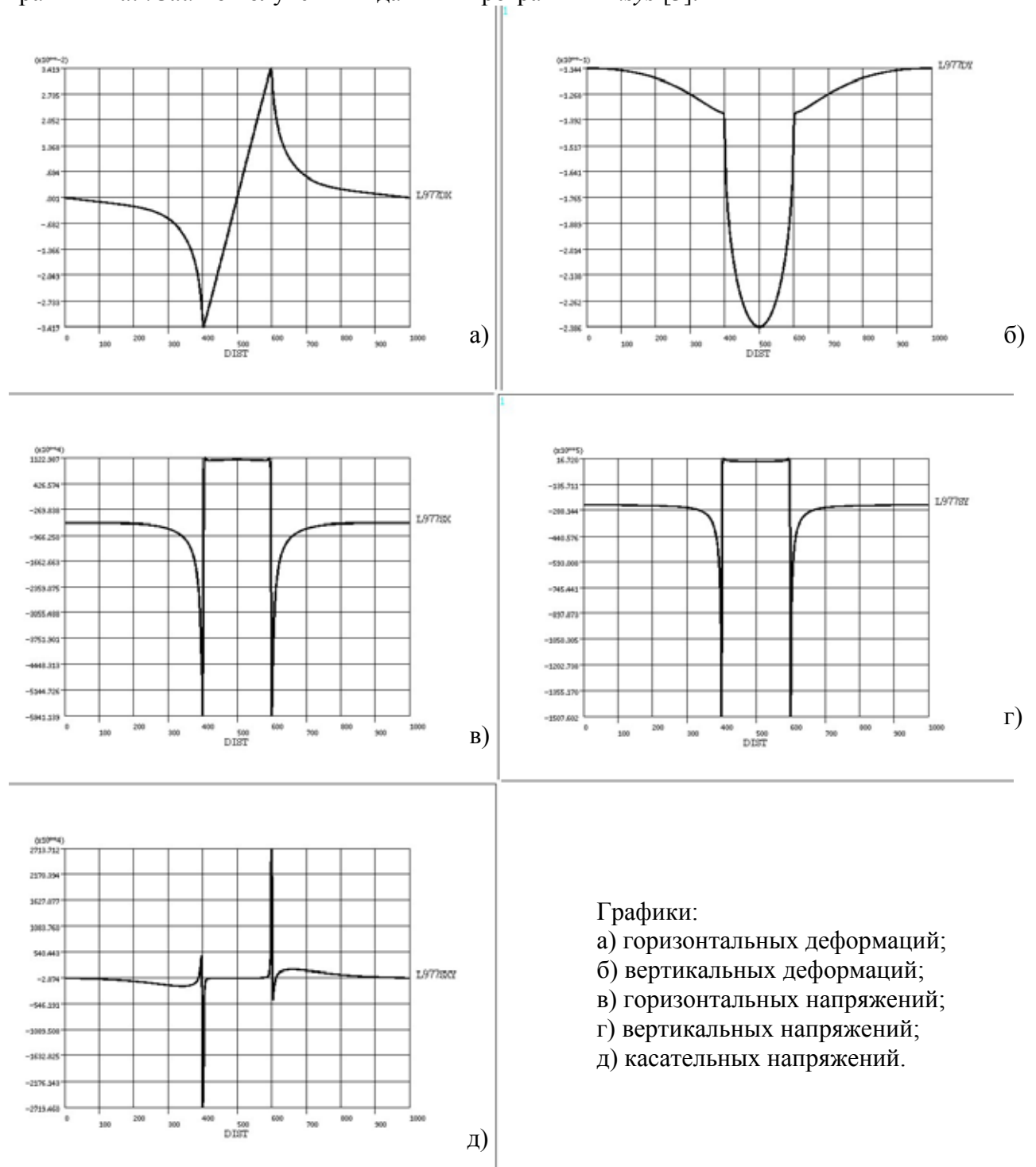


Распределение:
 а) горизонтальных деформаций;
 б) вертикальных деформаций;
 в) горизонтальных напряжений;
 г) вертикальных напряжений;
 д) касательных напряжений.

Рис. 1. Оценка НДС горного массива (с подработанным пространством 200 м) методом конечных элементов

Размер модели взят в масштабном исполнении. Глубина ведения очистных работ составляет 978 м, размер выработанного пространства 250 м, длина модели 650 м.

Анализ распределения вертикальных напряжений выполнен с помощью программы *MathCad* по полученным данным программы *Ansys* [3].



Графики:
 а) горизонтальных деформаций;
 б) вертикальных деформаций;
 в) горизонтальных напряжений;
 г) вертикальных напряжений;
 д) касательных напряжений.

Рис. 2. Графики напряжений и деформаций для кровли пласта (с подработанным пространством 200 м)

Из схемы распределения вертикальных напряжений можно определить следующее:

- размер зоны сдвижения пород над выработанным пространством лавы;
- слои, испытывающие напряжения на изгиб;
- размер зоны опорного давления;
- величину напряжений в каждой точке модели и т.д.

Из графика вертикальных напряжений можно определить величину опорного давления, она составляет 171 МПа.



Рис. 3. Распределение вертикальных напряжений над выработанным пространством лавы (размер зоны в/п 200 м)

Выводы

Таким образом, в результате моделирования реального горного объекта мы имеем информацию о распределении в нем деформаций и напряжений в каждой точке горного массива, что позволит выявить геометрию зоны ПГД, выявить опасные участки для технологического процесса ведения очистных работ и учесть это в производственных условиях.

Библиографический список

1. Чигарев А.В., Кравчук А.С., Смалюк А.Ф. *ANSYS для инженеров: Справочное пособие*. — М.: Машиностроение-1, 2004. — 512 с.
2. *Сопротивление материалов с основами теории упругости и пластичности*. Учебник под ред. Г.С.Варданяна. — М., Из-во АСВ, 1995. — 568 с.
3. Макаров Е.Г. *Инженерные расчеты в Mathcad*. Учебный курс. — СПб.: Питер, 2005. — 448 с.

© Сергиенко Л.Г., Лобков Н.И., Сергиенко А.И., 2006

УДК 622.822.22:004

ПОДКОПАЕВ С.В. докт. техн. наук, ПОТАПОВ В.Г., КОСТЮК И.С. кандидаты техн. наук, БЕСПЕРСТОВ В.Е., АЛЕКСАНДРОВ С.С. студенты (ДонНТУ)

О ПРИРОДЕ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЯ

Установлена связь возникновения инкубационного периода самовозгорания угля с его степенью метаморфизма. Следует считать, что комплекс природных явлений (разгрузка и состав материнских растворов) определяет реальность возникновения и зарождения инкубационного периода самовозгорания угля.

Общеизвестно, что предложенная научно-техническая проблема относится к старейшим и важнейшим для нескольких отраслей промышленности, и в частности, для угольной. Несмотря на более чем столетнюю продолжительность ее изучения, природа самовозгорания углей, к сожалению, пока еще остается познанной не в полной мере, поэтому данная проблема не утратила своей актуальности.

В связи с этим уместно вспомнить, что в первой половине XX столетия предлагались несколько теорий самовозгорания ископаемых углей [1]. Наиболее широкое распространение получила теория «уголь-кислород», определившая и направление дальнейших исследований многих НИИ. Научно-практическую полезность этих исследований подтверждают нормативные решения по прогнозированию и предотвращению эндогенных пожаров [2].

Однако полученные решения не основаны на раскрытии сущности природы самовозгорания.

Практика убедительнейшим образом доказала избирательность, «очаговость» пожароопасности (по аналогии с выбросоопасностью) при неизменной технологии угледобычи.

Известно, что какая-то часть выбросоопасных шахтопластов одновременно является склонной к самовозгоранию. Ранее НИИГД было установлено [1], что мелкие фракции разрушенного угля, образующиеся при выбросе, обуславливают уменьшение инкубационного периода самовозгорания. Эти факты объясняются увеличением площади контактов поверхности разрушенного угля с кислородной средой. Однако этому логичному объяснению не соответствует отсутствие эндогенных пожаров после выбросов при разработке выбросоопасных шахтопластов, но не склонных к самовозгоранию. Очевидно, что для мелкой раздробленности угля не хватает еще какой-то физико-химической активности.

Основано такое утверждение на экспериментально установленной особенности разрушенных пород (угля), в том числе «отдавать» материнскую воду (растворы) из пор размерами более 10^{-7} м при разгрузке [5, 6]. Было установлено, что разгрузка, стимулирующая деформации генетического возврата (ДГВ), принципиально изменяет свойства кусков, блоков, слагающих углепородный массив. Теперь разрушенный уголь, оставленный, например, в выработанном пространстве лавы, увеличиваясь в объеме, особенно интенсивно при более тонком дроблении, выделяет водные растворы и потому смачивает разрушенный уголь. Вполне вероятно возникновение реакций, способствующих выделению тепловой энергии, зарождению самонагрева. А в других условиях этого не произойдет, что обуславливает и подтверждает реальность локальности эндогенной пожароопасности.

На этот важнейший с позиций самовозгорания вопрос, т.е. увлажнение разрушенного угля растворами, выделяющимися из того же разрушенного угля, ранее не об-

рашали должного внимания. Все нормативные способы прогноза склонности углей к самовозгоранию базируются на отборе проб угля и оценке его химического взаимодействия с кислородом воздуха. При этом совершенно не учитывается наличие и свойства материнской воды.

В связи с этим обращаем внимание на мнение проф. В.С.Веселовского [1] 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, когда самонагревание получило активное развитие».

В 60–70-е годы XX столетия МакНИИ, доказывая природную локальность выбросоопасности, выполнил значительный объем шахтных экспериментов, включавший, в том числе изменения химического состава растворов, содержащихся в материнской воде угольных пластов [3, 4].

В частности, в пласте h_7 шахты им. М.И.Калинина ГП «Донецкуголь» показатель pH изменялся от 8,3 до 9,2; содержание MgO — от 4,1 до 10,7; $Fe_2O_3+Al_2O_3$ — от 3,2 до 7,4; SO_2 — от 2,9 до 114,2 мг/л, т.е. почти в 40 раз. В пробе материнской воды пласта m_3 на шахте им. Бажанова содержание Fe_2O_3 составило 267,5, а MgO — 861,8 мг/л. На том же пласте, но в условиях шахты им. Поченкова, содержание MgO изменялось от 2,8 до 30,7; Fe_2O_3 — от 0,8 до 1,5 мг/л.

Анализ результатов выполненных тогда экспериментов показал, что химический состав материнской воды изменялся совершенно незакономерно и в какой-то конкретной ситуации он может оказаться (для определенного состава угля) химически активным.

Учитывая тот факт, что из разрушенного угля будут обязательно выделяться природные растворы (возможно, совместно с кислородом) и смачивать уголь, то можно уже сейчас ориентировочно назвать соединения, способствующие (или не способствующие) возникновению химических реакций с выделением тепла. Однако по их величинам не может быть обоснованно определен выбор каких-то конкретных окисных или закисных соединений для дальнейшего изучения. Тем не менее, выбору должен предшествовать учет полученных ранее результатов, относящихся, в первую очередь, к природе физико-химических превращений угольно-породного массива. На основании полученных тогда результатов, уже сейчас вполне можно утверждать, что в угольно-породном массиве особенно интенсивно физико-химические превращения органических веществ, сопровождающиеся генерированием метана и его гомологов, происходят в области, характеризующейся диапазоном выхода летучих веществ $V^{daf}=29-19\%$. Именно к этой области будет относиться и максимальная склонность к эндогенной пожароопасности. Известно, что склонность к эндогенной пожароопасности проявляется особенно интенсивно при разработке низкометаморфизованных каменных углей, но отсутствует при разработке высокометаморфизованных антрацитов, характеризующихся примерно $lgr<3,0$.

В табл. 1 представлены сведения о проявлениях эндогенной пожароопасности на шахтах Донбасса.

Табл. 1. Сведения о проявлениях эндогенной пожароопасности на шахтах Донбасса

Показатели	Значения показателей								
	<5	5–10	10–15	15–20	20–25	25–30	30–35	35–40	40–45
$V^{daf}, \%$									
Число пожаров, случаи	0	6	–	9	14	11	19	6	2
Количество шахтопластов без пожаров, пл.	–	3	–	7	7	6	8	4	2

Общее число шахтопластов, при разработке которых эндогенные пожары не регистрировались, и количество пожаров, произошедших за последние 25 лет, так значительно, что вполне позволяет оценить закономерность природной связи склонности углей к самовозгоранию с их степенью метаморфизма (М). При этом учет динамики образования и расходования газовой смеси необходимо рассматривать как показатель увеличения или уменьшения интенсивности «химической активности» материнских растворов, выделяющихся при развитии ДГВ. Очевидно, только комплекс природных явлений (ДГВ и состав материнских растворов) могут определять реальность возникновения, зарождения инкубационного периода самовозгорания.

При оценке склонности углей к самовозгоранию в зонах газового выветривания, как утверждалось ранее [1], химическая активность углей настолько мала, что они не способны самовозгораться. В этих ситуациях с позиций сущности и развития ДГВ при разгрузке все можно объяснить следующим образом. Зона газового выветривания — это область осадочного массива, в которой ДГВ происходили в постинверсионный период времени, примерно соизмеримый по продолжительности с периодом доинверсионным. Поэтому можно полагать процесс ДГВ практически исчерпанным, что и обусловило уменьшение химической активности углей.

По аналогии, с тем как разрабатывался ранее региональный прогноз выбросоопасности угольных шахтопластов, при изучении склонности к самовозгоранию необходимо использовать не понятие марок углей, а более точное определение степени метаморфизма углей на основании трех показателей ее оценки: V^{daf} , lgr и М. Но при этом необходимо расчет вероятности эндогенной пожароопасности P_i производить аналогично тому, как рассчитывалась вероятность проявления выбросоопасности шахтопластов [7].

В табл. 2 представлены сведения об ориентировочной вероятности возникновения эндогенных пожаров на шахтах Донбасса.

Табл. 2. Сведения об ориентировочной вероятности возникновения эндогенных пожаров на шахтах Донбасса

№ п/п	Степень метаморфизма углей М, %	Число шахтопластов, при разработке которых эндогенные пожары		Вероятность возникновения эндогенных пожаров Пэн, %
		зарегистрированы N_z , шт.	не зарегистрированы $N_{он}$, шт.	
1	<6	0	23	0
2	6–20	15	7	0,46
3	21–30	26	50	1,90
4	31–40	28	35	1,25

Приведенные в табл. 2 результаты подтверждают связь возникновения инкубационного периода самовозгорания угля с его степенью метаморфизма.

Таким образом, весьма важно отметить, что с учетом изложенного сохраняется нерассмотренной важнейшая область проблемы — описание химических реакций, происходящих в процессе самовозгорания. При этом необходимо обратить внимание на два совершенно специфических положения. Во-первых, свойства воды в капиллярах размерами до и $\geq 10^{-7}$ м отличаются принципиально. Во-вторых, химические превращения органики, в том числе мелкорассеянной (ОВ и МОВ), представляются с позиций генерирования и расходования метана, его гомологов как бы возвратно-поступательными.

Выводы

«Руководством...» [2] предусматривается нагнетание антипирогенов в различные целики, пакки и прослойки в разрезных выработках и остановленных лавах. В целом это никогда не сможет привести к предотвращению процесса самовозгорания по двум причинам:

— ингибиторы не заполнят какой-то ограниченный (прогнозируемый) участок непроницаемого шахтопласта настолько, чтобы предотвратить поступление на него кислорода;

— разгрузка угольного массива при проведении выработок, стимулирующая ДГВ, только тогда предотвращает процесс самовозгорания, когда приводит к нейтрализации растворов, выделяющихся из разрушенного угля.

Библиографический список

1. **Самовозгорание** промышленных материалов / В.С.Веселовский, Н.Д.Алексеева, Л.П.Виноградов и др. — М.: Наука, 1964. — 246 с.
2. **Руководство** по предупреждению и тушению эндогенных пожаров на угольных шахтах Украины. — Донецк: НИИГД, 2001. — 216 с.
3. **Николин В.И., Балинченко И.И., Симонов А.А.** Борьба с выбросами угля и газа в шахтах. — М.: Недра, 1981. — 300 с.
4. **Николин В.И., Лысыков Б.А., Ткач В.Я.** Прогноз выбросоопасности угольных и породных пластов. — Донецк: Донбасс, 1972. — 128 с.
5. **Снижение** травматизма от проявлений горного давления / В.И.Николин, С.В.Подкопаев, А.В.Агафонов и др. — Донецк: Норд-Пресс, 2005. — 331 с.
6. **Харин С.Е.** Физическая химия. — Киев. КГУ, 1961. — 455 с.
7. **Николин В.И., Васильчук М.П.** Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений. — Липецк: Роскомпечать, 1997. — 496 с.

© Подкопаев С.В., Потапов В.Г., Костюк И.С.,
Бесперстов В.Е., Александров С.С., 2006

УДК 622.834

АЛЕКСАНДРОВ С.Н. докт.техн.наук, ГОРОВОЙ Е.П. инж., САЖНЕВ В.П.
канд. техн. наук (ДонНТУ)

ИЗУЧЕНИЕ КИНЕМАТИКИ СДВИЖЕНИЯ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ ВЫЕМОЧНОГО ШТРЕКА, ПОДДЕРЖИВАЕМОГО ЗА ЛАВОЙ В ЗОНЕ АКТИВНЫХ СДВИЖЕНИЙ МАССИВА

С помощью физического моделирования исследован процесс сдвижения породных блоков вокруг подготовительной выработки, поддерживаемой за лавой в условиях ГП «Свердловантрацит». Установлены особенности такого сдвижения и проявления механизма самозаклинивания пород.

Применение сплошной и комбинированной на базе сплошной систем разработки на многих шахтах Украины связано с проблемой обеспечения эксплуатационного состояния выемочных штреков за движущимся очистным забоем. Изучением вопроса устойчивости таких выработок занимаются многие авторы, например [1–5]. Однако известные решения имеют узкий спектр применения ввиду привязки к конкретным геотехнологическим условиям.

Комплексный учет влияющих на процесс сдвижения пород факторов подразумевает проведение широкого спектра исследований как в «большой» геомеханической системе (массив — лава), так и в «малой» (массив — крепь — выработка). Ранее было проведено исследование закономерностей перераспределения горного давления в окрестности лав, работающих по сплошной системе разработки в геотехнологических условиях шахты «Красный Партизан» ГП «Свердловантрацит» [6], а также изучены особенности напряженно-деформированного состояния массива в критическом сечении выемочного штрека [7].

Следующим этапом комплексного исследования является изучение кинематики сдвижения разрушенных пород в окрестности выемочного штрека, поддерживаемого за очистным забоем в зоне активных сдвижений массива с целью установления новых закономерностей для определения эффективных методов охраны подготовительных работ, что и является целью настоящей работы.

Для достижения поставленной цели было проведено физическое моделирование методом эквивалентных материалов [8] наиболее критической для выемочной выработки геомеханической ситуации. А именно, попадание штрека под влияние обрушения зависавшего над выработанным пространством лавы мощного прочного породного слоя основной кровли пласта в зоне активных сдвижений массива. В качестве объекта исследования принято сечение вентиляционного штрека лавы № 51 пласта k_5' шахты «Красный партизан» в районе пикета № 32 (исследованное ранее с помощью метода конечных элементов [7]). Выбор данного сечения обусловлен проявлением в его области повышенного уровня горного давления, вызванного влиянием динамического обрушения зависающих консолей основной кровли над выработанным пространством лавы, что подтверждено данными шахтных инструментальных наблюдений.

Основные принципы моделирования методом эквивалентных материалов сводятся к замене толщи естественных горных пород искусственными материалами с соблюдением геометрического, кинематического и динамического подобия модели и натуры. Для обеспечения механического подобия искомые материалы должны находиться в определенных соотношениях с физико-механическими свойствами реальных горных пород. Эти соотношения определялись на основе общих положений теории подобия и метода размерностей. По данным о характеристиках механических свойств моделируемых пород для заданного масштаба модели и заданного отношения объемных весов подсчитывались числовые значения соответствующих характеристик механических свойств материала модели.

Наблюдение и регистрация элементов изучаемых процессов в приконтурном массиве обеспечено применением плоской модели, позволяющей определить основные механические характеристики деформационного состояния моделируемого массива горных пород с конкретными физико-механическими свойствами. Соблюдение граничных условий для двумерной задачи со стороны дна, верха и двух торцов модели обеспечивалось достаточным отступом от перечисленных поверхностей модели. Граничные условия со стороны лицевой и задней поверхностей модели обеспечивались их ограничением стенками из толстого прозрачного стекла. При этом для уменьшения силы трения применялась прозрачная смазка между телом модели и стеклом.

Для изготовления модели использовалась гипсопесчаная смесь нормальной консистенции. Масштаб моделирования принят 1:33, что позволило с достаточной точностью проследить процессы сдвижения моделируемых пород в окрестности выемочной выработки. Основным инертным материалом при моделировании являлся кварцевый песок с добавлением мела. Гипс с водой применялся в качестве цементирующего вещества. В результате проведения контрольных пробных опытов по подобранной рецептуре, с определением механических характеристик получаемых материалов, опытным пу-

тем были подобраны свойства моделируемых пород, соответствующие породам шахт ГП «Свердловантрацит». Разделителем между слоями служила молотая слюда крупных фракций (2,5–5 мм). Геологические данные, использованные при моделировании следующие: крепость угля $f=2$; вынимаемая мощность пласта 1,3 м; кровля пласта — алевролит крепостью $f=5-6$ и песчаник крепостью $f=8-9$; почва пласта — алевролит с прослоями песчаника крепостью $f=6-7$.

Имитация сил горного давления достигалась путем приложения к верхнему торцу модели эквивалентной нагрузки с помощью прижимных винтов. При этом ход винтов был заранее откалиброван и протарирован на динамометре, что обеспечило задание нагрузки с достаточной точностью. Для обеспечения начального состояния модели было соблюдено подобие последовательности технологических процессов, предшествовавших проходке выработки и сопровождающих ее эксплуатацию. На первом этапе смоделированный участок массива подвергался консолидации с помощью прижимных винтов до уровня напряжений, соответствующих имитации заложения выработки на глубине 940 м. На следующем этапе была сформирована выработка и произведена имитация отработки лавой пласта слева от нее. После этого смоделирована закладка бутовой полосы в качестве охранного сооружения и по специальной схеме на лицевую часть тела модели были установлены контурные метки (реперы). Затем осуществлена окончательная пригрузка модели, имитирующая обрушение основной кровли в зоне активных сдвижений позади очистного забоя.

Относительно последнего нагружения модели следует отметить, что оно проводилось в несколько этапов для имитации «проблемного» сечения выемочной выработки. Так, на первых трех этапах пригрузки равными порциями достигался средний по всей длине выработки уровень горного давления $1,4\gamma H$ (полученный при математическом моделировании методом тонкой плиты на неоднородном основании [6]). На четвертом (заключительном) этапе задавался максимальный уровень — $2,2\gamma H$, достигнутый в критических «проблемных» сечениях (согласно результатам того же численного моделирования). Данный подход позволил максимально приблизить моделируемые условия к натурным.

Сдвигение пород в окрестности подготовительной выработки регистрировалось путем фотографирования контурных меток, смещение которых отражало смещение моделируемых пород. Полученные фотографии обрабатывались на ЭВМ с получением распределения значений компонент сдвижений по всей регистрируемой области модели.

Рассмотрим результаты моделирования. На рис. 1 приведено состояние модели после первого этапа пригрузки с установленными реперами для наблюдения за процессом сдвижения пород. Как было отмечено выше, первые три этапа нагружения проводились для имитации среднего по всей длине выработки деформированного состояния и уровня горного давления. На рис. 2 показано состояние модели после третьего этапа пригрузки, эквивалентной $1,4\gamma H$ (соответствует условиям эксплуатации выработки на глубине порядка 1320 м). После обработки данных моделирования были построены графики зависимости приращения полных сдвижений реперов от приращения нагрузки (рис. 3). Анализ показал, что на первом этапе пригрузки движение реперов разделилось на две категории. Большинство реперов, расположенных в кровле начали свое движение первыми и составили первую группу кривых. Реперы почвы начали движение с задержкой по сравнению с реперами кровли и составили вторую группу кривых.

На втором и третьем этапах пригрузки характер движения реперов обеих групп изменился. В левом замке кровли со стороны бутовой полосы и в левом секторе почвы, примыкающем к сопряжению выработки с лавой, отмечено поочередное движение отдельных реперов, находящихся в непосредственной близости друг от друга. На графике такое движение можно наблюдать по противофазно ориентированным кривым (см. рис. 3). Данный факт является закономерным, что подтверждается результатами

независимых исследований [9–13] и объясняется проявлением эффекта самозаклинивания блоков пород в зоне неупругих деформаций при их стремлении одновременно сместиться в полость выработки. В упрощенном виде, механизм состоит в том, что для осуществления сдвижения смежных пород в стесненных напряженных условиях, один из них должен замедлить движение, чтобы пропустить смежный ввиду недостаточности степени свободы.

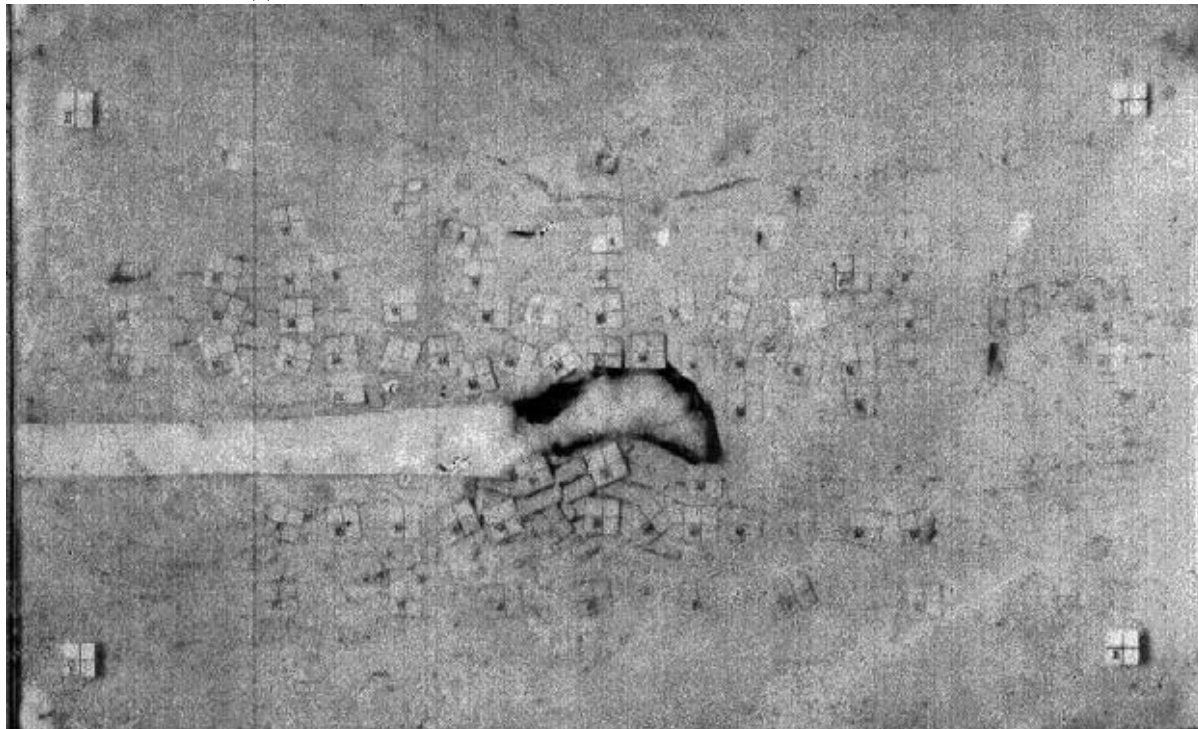


Рис. 1. Деформирование моделируемой выработки после первого этапа пригрузки

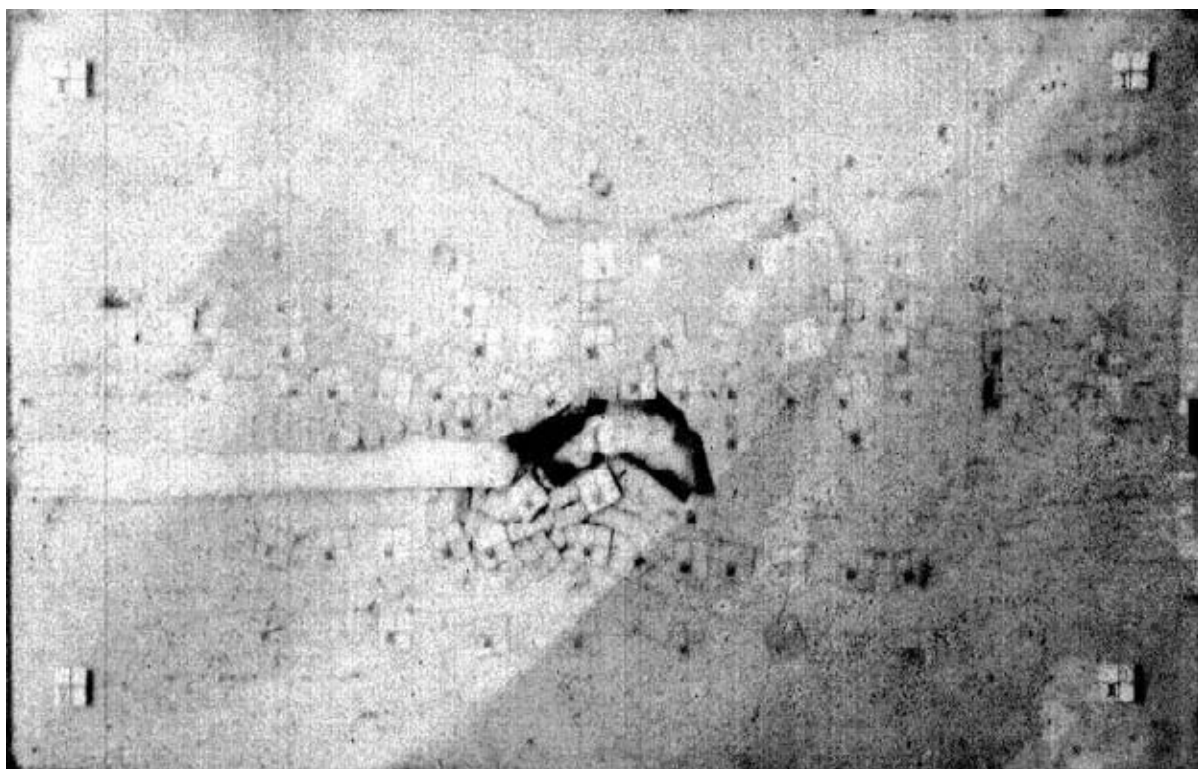


Рис. 2. Состояние физической модели на третьем этапе пригрузки, эквивалентной $1,4\gamma H$

Конечный этап пригрузки существенно отличался от предыдущих, так как имитировалось внезапное обрушение мощного слоя основной кровли пласта, влияющего на породы в области моделируемого сечения. Для реализации этого явления уровень горного давления $2,2\gamma H$ был достигнут за максимально возможный короткий промежуток времени.

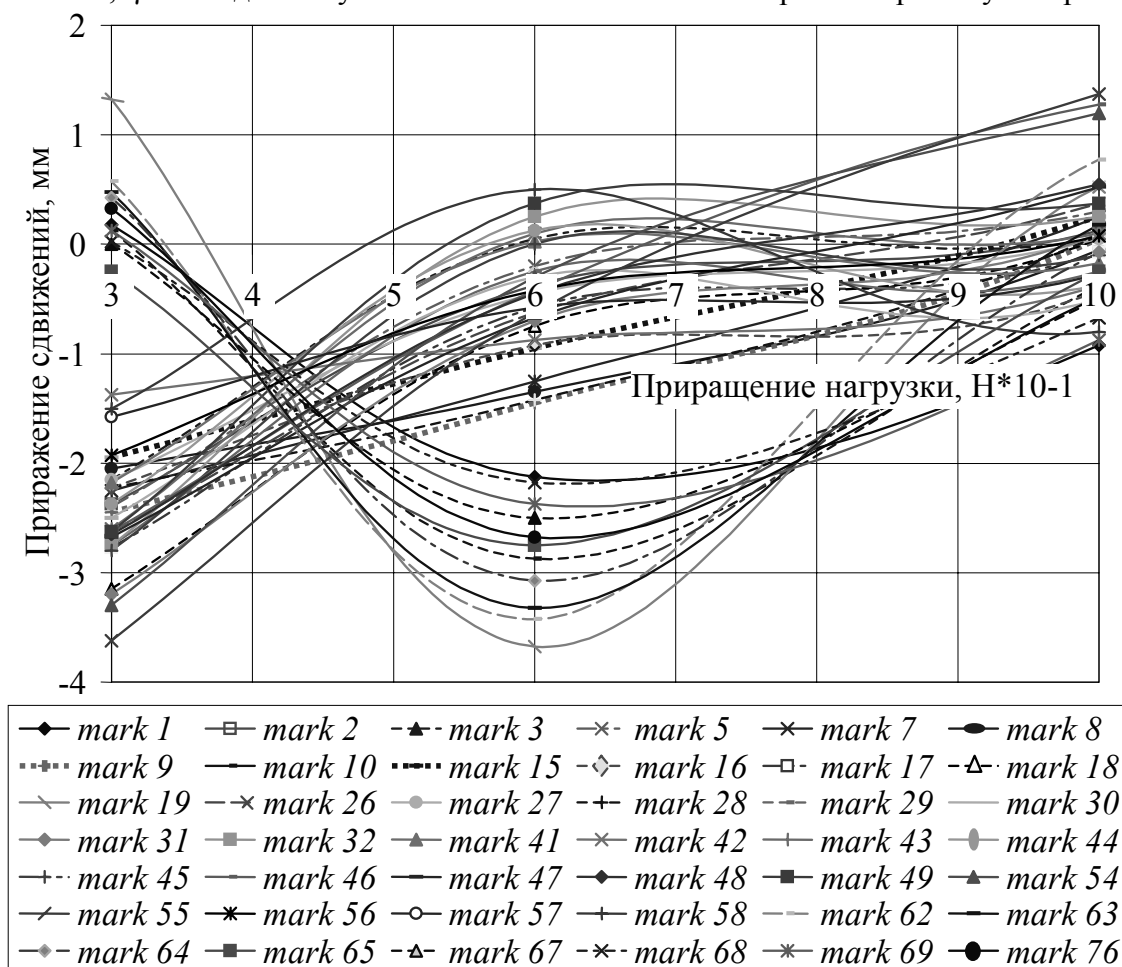


Рис. 3. График зависимости приращения полных сдвижений реперов от приращений приложенной к модели нагрузки на третьем этапе моделирования

Картина кинематики сдвижения реперов (блоков пород в их окрестности) после реализации последнего нагружения модели представлена на рис. 4 (штрих пунктирной линией показаны начальные контуры сечения выработки и смежных с ней пласта (справа) и бутовой полосы (слева)). Из представленного рисунка видно, что сдвигениями охвачена левая часть модели. При этом характерной особенностью является полное отсутствие сдвижений в правом секторе кровли пласта с постепенной активизацией от линии, образованной реперами № 7, № 15, № 26 и № 41. Данная виртуальная линия расположена под углом примерно 45% к плоскости пласта и до вертикальной оси выработки отсекает сектор несущественных подвижек пород.

Дальнейшая обработка данных сдвижений реперов показала, что на конечном этапе моделирования обе группы реперов объединились в общий поток кривых и получили максимальный прирост сдвижений. Механизм реализации такого поведения разрушенных пород может быть объяснен массовым исчезновением заклинивающих эффектов в левых секторах кровли и почвы выработки со стороны сопряжения с лавой. При этом, согласно теории описания механизма самозаклинивания [12, 13], произошла миграция области заклинивания в правый замок кровли выработки, что подтверждается устойчивостью контура выработки в этой области.

По результатам проведенного моделирования можно сделать следующие основные выводы:

При моделировании штатной ситуации эксплуатации выработки поддерживаемой вслед за очистным забоем в геотехнологических условиях ГП «Свердловантрацит», получено подтверждение проявления эффекта самозаклинивания блоков разрушенных пород в левом замке кровли со стороны бутовой полосы и в левом секторе почвы, примыкающем к сопряжению выработки с лавой.

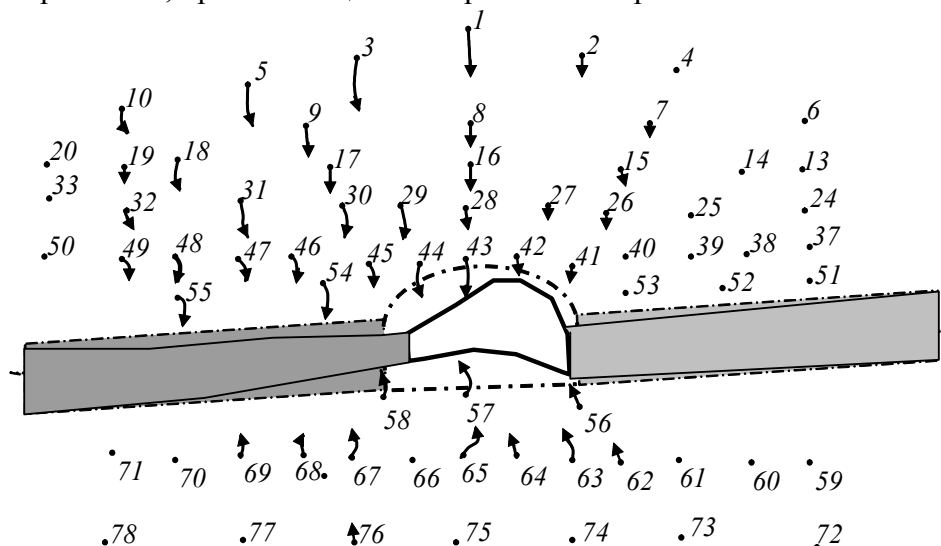


Рис. 4. Векторы сдвижения реперов в полость выработки на конечном этапе моделирования

Получил дальнейшее развитие механизм внезапной потери устойчивости выработки арочного сечения, поддерживаемой вслед за очистным забоем, движущимся со скоростью 60 м/мес и более, и отличающийся тем, что внезапное обрушение зависающих консолей основной кровли над выработанным пространством лавы приводит к массовому исчезновению заклинивающих эффектов на 2/3 площади зоны неупругих деформаций со стороны смежной лавы (охватывающей устойчивый свод арочного сечения выработки), что приводит к увеличению степеней свободы породных блоков в приконтурной зоне и критическому деформированию контура выработки в противоположную от лавы сторону. При этом происходит миграция области заклинивания в противоположную от лавы сторону (правый замок кровли выработки), что подтверждается устойчивостью контура выработки в этой области.

Полученные знания об особенностях сдвижения разрушенных блоков пород приконтурного массива при типовом варианте охраны выемочных выработок в заданных условиях позволяют принять заблаговременные меры по ликвидации источников потенциальной опасности с помощью методов локального воздействия на критические участки выработки в сочетании с применением различных охранных сооружений. Например, усиление арочной крепи анкерной, анкерно-кустовой крепями или стойкой усиления с заданным отпором, усиление сопряжения выработки с лавой нагнетанием скрепляющих растворов, установка анкеров и стяжных конструкций, что особенно актуально для одиночных сечений и непротяженных участков по длине выемочных штреков.

Библиографический список

1. Горное давление в подготовительных выработках угольных шахт / И.Л.Давыдович, Н.П.Бажин, Ю.П.Коренной и др. — М.: Недра, 1971. — 288 с.
2. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. — Л.: ВНИМИ, 1985. — 222 с.

3. **Чуприна Е.С.** Обоснование схем расположения, способов охраны подготовительных выработок и оценка их влияния на эффективность работы лав: Автореф. дис... канд. техн. наук: 05.15.02 / МГИ. — Москва, 1994. — 15 с.
4. **Peng S.S., Baswas K.B.** Tailgate Support Practice in U.S. Longwall Mines. — Morgantown: WVU, 1997. — P. 157–160.
5. **Tadolini S.C.** Resin-Grouted Cables for Longwall Tailgate Support Stability. — Denver: DRC, 1999. — P. 175–184.
6. **Горовой Е.П.** Изучение устойчивости подготовительной выработки, поддерживаемой вслед за очистным забоем в условиях шахт ГХК «Свердловантрацит» // Проблемы горного давления, 2003. — № 10. — С. 111–123.
7. **Горовой Е.П., Александров С.Н., Сажнев В.П.** Анализ напряженно-деформированного состояния пород вокруг подготовительной выработки, поддерживаемой вслед за очистным забоем // Проблеми гірського тиску. — Донецк: «Норд Компьютер», 2004. — № 11. — С. 118–127.
8. **Моделирование** проявлений горного давления / Г.Н.Кузнецов, М.Н.Будько, Ю.И.Васильев и др. — Л.: Недра, 1968. — 279 с.
9. **Численное** моделирование увеличения несущей способности вмещающих выработку пород за счет эффекта их саморасклинивания / В.П.Сажнев, А.А.Лаптеев, С.Н.Александров, В.В.Назимко // Изв. Донецкого горного института, 1996. — № 2. — С. 67–70.
10. **Nazimko V.V., Peng S.S., Lapteev A.A., Alexandrov S.N., Sazhnev V.P.** Damage mechanics around a tunnel due to incremental ground pressure // 36th U.S. Rock Mechanics Symposium, 1997. — J. Rock Mech. & Min. Sci. 34:3–4, Paper No. 222.
11. **Сажнев В.П.** Механизм пространственных сдвижений пород в приконтурном массиве протяженной подготовительной выработки: Дисс...канд. техн. наук.: 05.15.11/ДонГТУ. — Донецк, 1997. — 117 с.
12. **Александров С.Н.** Принципы обеспечения устойчивости подготовительных выработок управлением эффектом саморасклинивания вмещающих пород // Физико-технические проблемы горного производства. — Донецк: ООО «Лебедь», 2001. — № 3. — С. 36–39.
13. **Александров С.Н., Красько Н.И.** Влияние поочередности сдвижений в зоне неупругих деформаций на эффект саморасклинивания пород вокруг подготовительной выработки // ИГТМ, 2002. — № 32. — С. 10–13.

© Александров С.Н., Горовой Е.П., Сажнев В.П., 2006

УДК 622.1:622.834

НАЗАРЕНКО В.А. докт.техн.наук, КУЧИН А.С. канд.техн.наук, КАШИНА Н.С. (НГУ)

ЗАКОНОМЕРНОСТИ ИЗМЕНЕНИЯ МАКСИМАЛЬНЫХ ОСЕДАНИЙ ЗЕМНОЙ ПОВЕРХНОСТИ ПРИ ФОРМИРОВАНИИ МУЛЬДЫ СДВИЖЕНИЯ

Приведены результаты исследований начальной стадии формирования мульды сдвижения на шахтах Западного Донбасса. Установлена зависимость величин максимальных оседаний земной поверхности от размера очистной выработки при ее отходе от разрезной печи и величина отхода лавы, при которой сдвижения проявляются на поверхности.

Постановка задачи в общем виде

Одной из основных задач маркшейдерской службы горного предприятия является обеспечение безопасной подработки сооружений и природных объектов. Решение этой задачи зависит от объективности прогнозирования влияния горных разработок на подрабатываемые объекты, что, в свою очередь, определяется соответствием принятых исходных параметров условиям разработки месторождения и обеспечением требуемой

точности применяемыми расчетными способами определения сдвижений и деформаций земной поверхности.

На угольных шахтах Украины прогнозирование влияния отработки пластов и выбор мер охраны подрабатываемых объектов осуществляется по единой методике [1]. Такой подход к решению задач, связанных с определением влияния горных разработок на земную поверхность, можно считать весьма прогрессивным и положительным, т. к. осуществлен глобальный, всесторонний анализ и обобщение результатов исследований, проводившихся на всех угольных месторождениях. При этом установлены как общие закономерности сдвижения, так и влияние на его параметры отдельных горно-геологических и технологических факторов. С другой стороны, стремление унифицировать методику расчета привело к усреднению исходных параметров и, как следствие, в нормативном документе не нашли отражения особенности отдельных регионов и даже месторождений. Последнее замечание справедливо для Западного Донбасса.

Месторождение каменного угля в Западном Донбассе отличается от других месторождений меньшей степенью метаморфизма и практически одинаковой прочностью пород карбона. Другое важное отличие — мощные (50–300 м), обводненные наносы. Эти особенности определяют количественные и качественные изменения параметров сдвижения горных пород и земной поверхности.

Анализ выполненных ранее исследований

Анализ многолетних инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности на шахтах Западного Донбасса при различных горно-геологических условиях отработки угольных пластов показывает, что методика [1] недостаточно объективно и полно отражает особенности месторождения. Основной причиной этого, на наш взгляд, является то, что подавляющее большинство исследований сдвижения земной поверхности на угольных шахтах выполнялось в условиях закончившегося процесса сдвижения, при этом исследовались угловые параметры и величины сдвижений и деформаций исключительно в главных сечениях мульды, как это регламентируется «Инструкцией...» [2]. Известны исследования процесса сдвижения в его развитии [3, 4], но в силу недостаточной изученности этих вопросов и ограниченности условий натуральных наблюдений за сдвижением земной поверхности, обобщение и установление общих закономерностей вызывает определенные сложности. По этой причине результаты изучения процесса сдвижения во времени не нашли отражения в нормативных документах и, как следствие, не обеспечивается должная защита подрабатываемых объектов.

В мульде над движущимся очистным забоем выделяется три области (рис. 1) в зависимости от степени развития и характера протекания процесса сдвижения [5]: область формирования мульды; область синхронного сдвижения и область затухания процесса.

Область формирования мульды сдвижения — динамическая мульда, с момента начала процесса сдвижения земной поверхности до момента, когда максимальное оседание в мульде достигло предела и крыло мульды сдвижения со стороны выработанного пространства перестает изменять свою геометрию и начинает совершать плоскопараллельное перемещение совместно с забоем очистной выработки.

Область синхронного сдвижения — часть динамической мульды, следующая после области ее формирования, в которой различные точки земной поверхности в сечении, параллельном подвиганию забоя, через одинаковые промежутки времени до или после прохождения под ними линии забоя приобретают одинаковые величины сдвижений и деформаций. Характеризуется по-

стоянством геометрических параметров и характера распределения сдвижений в полумульде, передвигающейся вслед за забоем, на любой момент времени.

Область затухания процесса сдвижения — часть динамической мульды, которая образуется за областью синхронного сдвижения. Характеризует сдвижения земной поверхности с момента остановки очистного забоя до окончания процесса сдвижения.

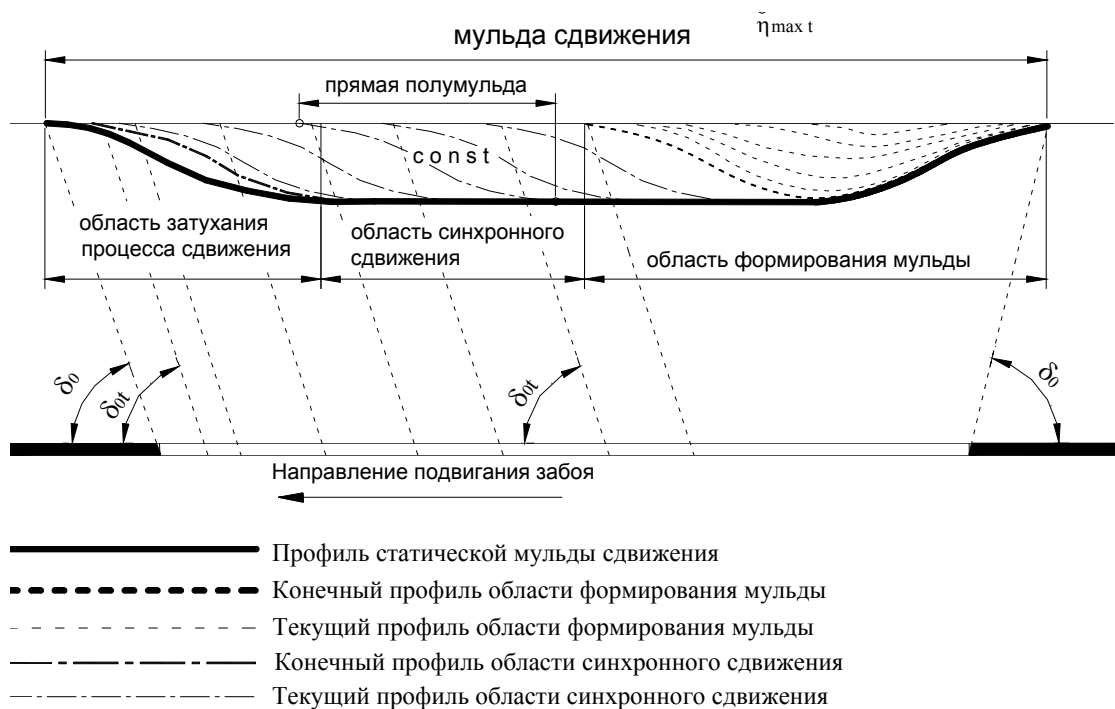


Рис. 1. Схема сдвижения земной поверхности в процессе отработки лавы

Как правило, исследования сдвижения земной поверхности во времени приурочены к области синхронного сдвижения. Более того, эти исследования проводились в сечении мульды, совпадающем с направлением движения очистного забоя, и, как правило, касаются закономерностей развития фронтальной части мульды над очистным забоем и передвигающейся в пространстве совместно с ним. Это обстоятельство значительно ограничивает использование полученных данных для описания процесса деформирования земной поверхности над действующими очистными горными выработками.

Цели статьи и постановка задачи

Наиболее полную информацию о развитии процесса сдвижения можно было бы получить по результатам исследований в области формирования мульды т.к. ее параметры по окончании формирования являются такими же, как и в области синхронного сдвижения, а изменение сдвижений и деформаций земной поверхности по мере увеличения отработанного пространства лавы наглядно показывает общие закономерности развития процесса сдвижения. Целенаправленно подобные исследования практически не проводились. Отдельные публикации по этому вопросу [6, 7] отражают качественную сторону процесса сдвижения и не дают количественной оценки его параметров.

Анализ результатов периодических маркшейдерских инструментальных наблюдений за земной поверхностью над очистными горными выработками шахт Западного Донбасса показывает, что процесс сдвижения на стадии формирования мульды сдви-

жения имеет определенные закономерности. Одна из этих закономерностей выражается в зависимости величины максимального оседания земной поверхности на момент выполнения инструментальных наблюдений, от текущего размера очистной выработки.

Методика и результаты исследований

Существующие методы и способы обработки и анализа результатов маркшейдерских инструментальных наблюдений за сдвижением земной поверхности [2] не позволяют оценить изменение сдвижений в анализируемых условиях и установить закономерности развития процесса сдвижения. В связи с этим нами разработана методика обработки результатов наблюдений, которая заключается в следующем:

— построение совмещенных графиков сдвижений земной поверхности по данным всех инструментальных наблюдений с возможностью индивидуального анализа и редактирования каждого из них — это достигается применением современных информационно-компьютерных технологий обработки графической информации;

— адаптация параметров горно-геологических условий подработки земной поверхности для обеспечения возможности сопоставления их влияния на формирование мульды сдвижения;

— приведение величин максимальных оседаний земной поверхности к единичному виду с учетом не только вынимаемой мощности, но и степени подработанности земной поверхности;

— использование вероятностных и статистических методов обработки данных эксперимента с последующей их геометрической интерпретацией.

Для выполнения исследований максимальных оседаний земной поверхности нами отобрано 8 наблюдательных станций, которые были заложены кафедрой маркшейдерии НГУ над горными работами шахт «Першотравнева», «Юбилейная» и «Степная» объединения «Павлоградуголь». Условия подработки земной поверхности в районах этих станций характеризуются следующими показателями. Глубины залегания разрабатываемых угольных пластов над разрезной печью изменяются от 110 до 250 м, мощность наносов — от 50 до 80 м. Вынимаемая мощность пластов 0,65–1,10 м; скорость подвигания очистного забоя 30–80 м/мес.; коэффициент, характеризующий степень подработанности земной поверхности изменяется от 1 до 0,65; управление горным давлением — полное обрушение.

Количество серий инструментальных наблюдений на станциях за время, охватывающее период формирования мульды сдвижения, различное и изменяется от 2 до 15.

Особенность построения графиков оседаний реперов наблюдательных станций по результатам маркшейдерских инструментальных наблюдений заключается в том, что на один и тот же график наносятся кривые оседаний по данным всех имеющихся наблюдений с обязательным фиксированием положения разрезной печи и положений очистного забоя на даты наблюдений. На каждой отдельной кривой вертикальных сдвижений (рис. 2) фиксируется точка, имеющая наибольшее оседание η_{mt} и соответствующее ей положение очистного забоя лавы. Положение забоя определяется расстоянием D_t от разрезной печи до забоя на дату наблюдения t .

Таким образом, для каждой из наблюдательных станций формируется база данных, состоящая из n -го числа пар расстояний D_t и η_{mt} , где n — количество анализируемых серий инструментальных наблюдений на станции. В итоге общая база данных для всех восьми исследуемых наблюдательных станций составила 85 пар расстояний.

Полученные в результате выполненных исследований данные по каждому из проанализированных случаев подработки земной поверхности практически невозможно сопоставить между собой из-за разницы горно-геологических условий. Поэтому выполнено приведение всех графиков оседания земной поверхности к единичному виду: линейные параметры графиков были разделены на величину глубины отработки уголь-

ных пластов H . Глубина разработки принята нами в качестве усредняющего параметра на основании того, что она в наибольшей степени влияет на размеры мульды сдвижения и распределение сдвижений и деформаций в ней.

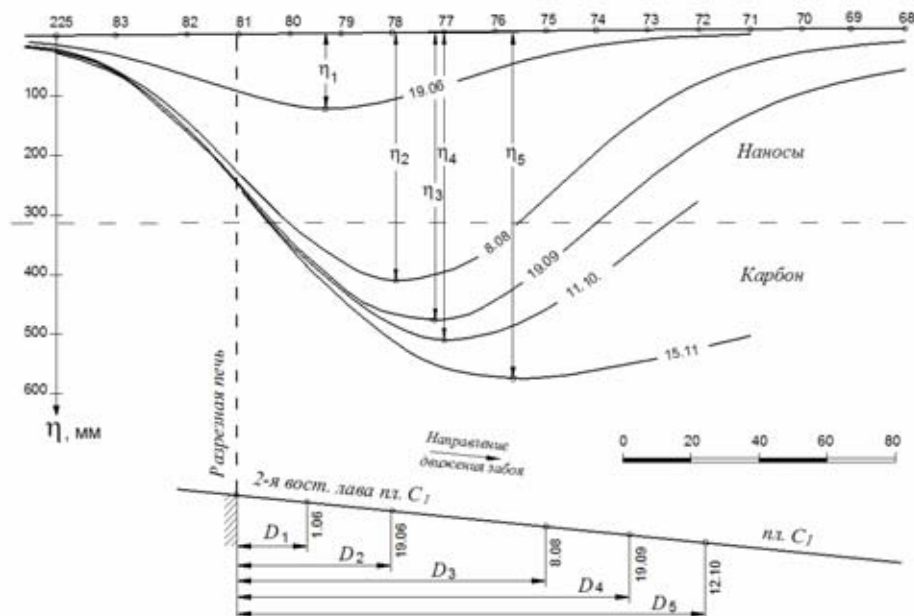


Рис. 2. Графики оседания реперов наблюдательной станции

Значения максимальных оседаний земной поверхности зависят от многих факторов: глубины отработки пласта, его мощность и угол падения, размеры очистной выработки, физико-механические свойства пород подрабатываемой толщи. Соответственно, полученные в результате наблюдений значения η_{mt} отличаются в зависимости от условий подработки земной поверхности и текущего размера очистной выработки. С целью устранения этих различий или, хотя бы сведения их до возможного минимума, замеренные значения максимальных оседаний земной поверхности η_{mt} были выражены в долях от максимального оседания на момент окончания процесса сдвижения η_m . Такой подход позволяет практически полностью устранить влияние вынимаемой мощности угольного пласта и степени подработанности земной поверхности по направлению вкост подвигания очистного забоя, которая, в свою очередь, зависит от поперечного размера лавы и глубины разработки.

Распределение параметров D_l/H и η_{mt}/η_m , полученных в результате описанных преобразований показано на рис. 3.

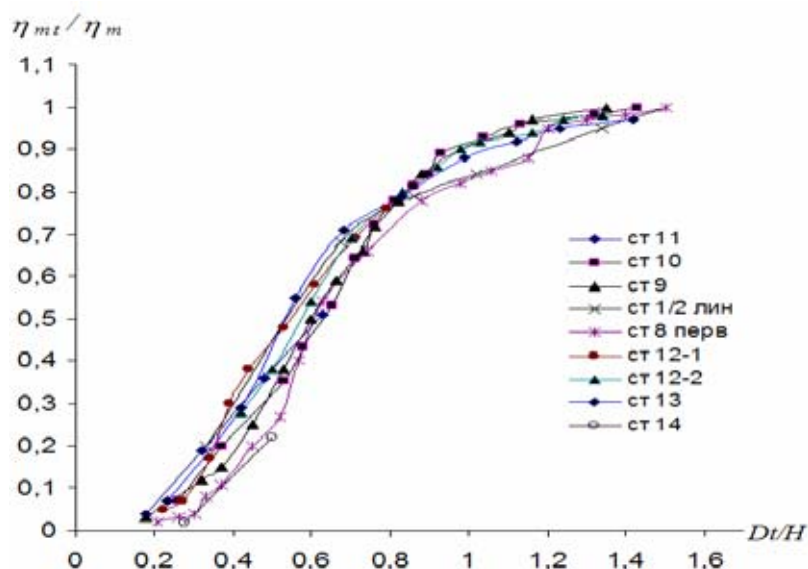


Рис. 3. Распределение $\eta_{mт}/\eta_m$ от D_t/H по наблюдательным станциям

График распределения $\eta_{mт}/\eta_m$ от D_t/H указывает на наличие довольно тесной взаимосвязи между этими параметрами мульды сдвижения. В результате статистической обработки экспериментальных данных получен обобщенный график зависимости $\eta_{mт}/\eta_m$ от D_t/H (рис. 4). При этом среднее квадратическое отклонение экспериментальных данных от усредненных по оси абсцисс составляет $\pm 0,045$, а по оси ординат — $\pm 0,03$, т.е. не более 5% от максимальных значений.

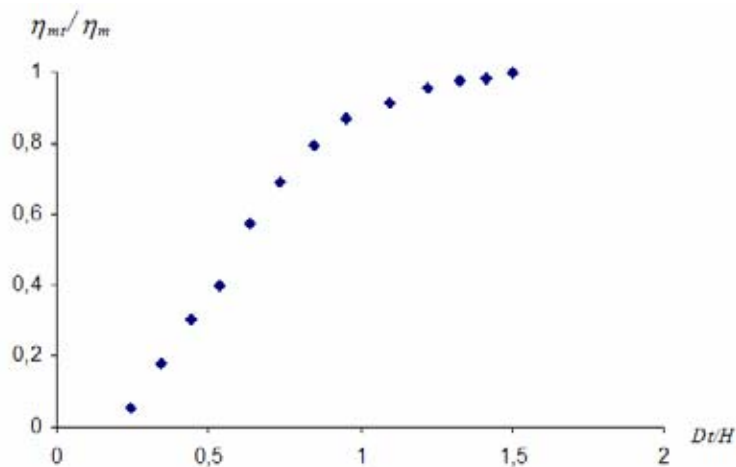


Рис. 4. Обобщенный график зависимости $\eta_{mт}/\eta_m$ от D_t/H

Анализ графиков на рис. 3 и 4 показывает, что на участке $0,2 < D_t/H < 0,7$ график распределения имеет практически прямолинейную форму, и начиная со значения $D_t/H = 0,7$ асимптотически приближается к предельному значению $\eta_{mт}/\eta_m = 1$.

В маркшейдерской практике принято задавать зависимость максимальных оседаний от размера очистной выработки в табличном виде [1]. Учитывая это, зависимость $\eta_{mт}/\eta_m$ от D_t/H представлена в табл. 1.

Табл. 1. Зависимость максимальных оседаний от текущего размера очистной выработки для условий Западного Донбасса

$\eta_{mт}/\eta_m$	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6	0,7	0,8	0,9	1,0
--------------------	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----	-----

D_t/H	0,28	0,36	0,45	0,51	0,58	0,66	0,74	0,85	1,01	1,50
---------	------	------	------	------	------	------	------	------	------	------

Другая закономерность, на которую указывает распределение η_{m^l}/η_m от D_t/H , заключается в том, что процесс сдвижения земной поверхности над очистными выработками шахт Западного Донбасса начинается при отходе очистного забоя лавы от разрезной печи на расстояние $0,2H$, причем эта величина является постоянной для различных условий ведения горных разработок.

По этому вопросу в специальной литературе приводятся весьма противоречивые сведения о начале процесса сдвижения. В частности, в [2] для условий Донецкого бассейна величина выработанного пространства $2r$, при которой начинается сдвижение поверхности, определяется из выражения $2r/H=0,35$, где H — глубина разработки. В работе [3] та же величина приравнивается $0,5H$. Для условий Подмосковского и Карагандинского [4] бассейнов отход от разрезной печи, при котором проявляется сдвижение земной поверхности, равен соответственно $(0,2-0,25)H$ и $0,33H$. Более общее значение для различных угольных бассейнов приведено в работе [5] $2d=(0,20\dots 0,40)H$. Но здесь же авторы отмечают, что размер выработки, при котором начинается сдвижение земной поверхности, не является устойчивым показателем, т. к. он зависит от скорости подвигания очистного забоя.

Выводы

Исследования закономерностей изменения максимальных оседаний в мульде сдвижения в стадии ее формирования в условиях Западного Донбасса показали, что они зависят от текущего размера очистной выработки. Эта зависимость с погрешностью $\pm 5\%$ описывается функцией, заданной в табличном виде.

При подвигании очистной выработки D_t/H (выраженном в долях от глубины разработки) от разрезной печи в пределах от 0,2 до 0,8 зависимость максимальных оседаний от размера выработки является прямолинейной. При дальнейшем увеличении размеров выработанного пространства относительная величина η_{m^l}/η_m стремится к своему максимуму, т.к. к единице.

Выполненные исследования показали, что процесс сдвижения земной поверхности над очистными выработками шахт Западного Донбасса начинается при отходе очистного забоя лавы от разрезной печи на фиксированное расстояние $0,2H$.

Полученные результаты характеризуют отдельные закономерности формирования мульды сдвижения, но разработанные новые методологические подходы в совокупности с установленными зависимостями могут быть использованы для более общей оценки процесса сдвижения земной поверхности на шахтах Западного Донбасса и на других месторождениях с пологим залеганием угольных пластов.

Библиографический список

1. **Правила подработки** зданий, сооружений и природных объектов при добыче угля подземным способом // Отраслевой стандарт. — К.: Мінпаливенерго України, 2004. — 127 с.
2. **Инструкция по наблюдениям** за сдвижением земной поверхности и подрабатываемыми сооружениями на угольных и сланцевых месторождениях / Мин-во угольн. пром-ти СССР. — М.: Недра, 1989. — 96 с.
3. **Авершин С.Г.** Сдвижение горных пород при подземных разработках. — М.: Углетехиздат, 1947. — 245 с.
4. **Батугин С.А.** Сдвижения и деформации земной поверхности и горных пород над движущимся забоем // Сб. статей по вопросам исследования горного давления и сдвижения горных пород / ВНИМИ, 1962. — Сб. 47. — С. 159–199.
5. **Назаренко В.А., Антипенко Г.А.** О некоторых терминах и определениях процесса сдвижения земной поверхности // Уголь Украины, 2001. — № 9. — С. 44–45.

6. **Петрук Е.Г.** Исследование деформаций земной поверхности в мульде сдвижения по времени // Изв. вузов. Горный журнал, 1969. — № 1. — С. 40–43.

7. **Кратч Г.** Сдвижение горных пород и защита подрабатываемых сооружений / Пер. с нем. под ред. Р.А.Муллера и И.А.Петухова. — М.: Недра, 1978. — 494 с.

8. **Иофис М.А.** Научные основы управления деформационными и дегазационными процессами при разработке полезных ископаемых. — М.: Изд. ИПКОН, 1984. — 230 с.

9. **Муллер Р.А.** Влияние горных выработок на деформацию земной поверхности. — М.: Углетехиздат, 1958. — 294 с.

10. **Муллер Р.А.** Расчет сдвижения горных пород под влиянием подземных разработок при горизонтальном и пологом залегании пород // Исследования по вопросам горного и маркшейдерского дела / ВНИМИ, 1957. — Сб. 31. — С. 31–57.

11. **Колбенков С.П., Павлов А.Н.** К вопросу расчетов деформаций земной поверхности // Труды по вопросам горного давления, сдвижения горных пород и методики маркшейдерских работ / ВНИМИ, 1963. — Сб. 50. — С. 114–130.

© *Назаренко В.А., Кучин А.С., Кашина Н.С., 2006*

УДК 622.063.46

КАСЬЯН Н.Н. докт.техн.наук (ДонНТУ), ИЛЬИН А.И. (ГП «Донгипроуглемаш»), ИВАЩЕНКО В.Д. кандидаты техн. наук, ХАЗИПОВ И.В. асп. (ДонНТУ)

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИСПЫТАНИЯ ОХРАННЫХ СООРУЖЕНИЙ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПОРОДНЫХ СТОЕК

В лабораторных условия получены деформационно-нагрузочные характеристики опорных конструкций из породных стоек.

Определяющим фактором экономического выживания угольной промышленности Украины является снижение издержек производства горных предприятий. Анализ условий отработки угольных пластов на глубинах, превышающих 1000 м, показывает, что основную часть производственных расходов составляют затраты, связанные с проведением и обеспечением устойчивости подготовительных выработок.

Следует отметить, что традиционная технология сооружения подготовительных выработок, на сегодняшний день, требует значительных материальных затрат, составляющими которых является дорогостоящая проходческая техника, высокая стоимость металлической арочной крепи, возводимой практически вручную.

На некоторых шахтах (Краснолиманская, Красноармейская Западная № 1) с целью уменьшения затрат на подготовительные работы осуществляется переход на системы разработки с повторным использованием выработок. Экономический эффект от повторного использования выработок при отработке одного выемочного участка составляет 4–5 млн. грн. [1].

Повторное использование выработок вызывает необходимость решения проблемы их поддержания в выработанном пространстве при помощи искусственных сооружений. На сегодняшний день НИИ и отдельными авторами разработано множество конструкций искусственных сооружений: бутовая полоса, буто-костры, костры, кусто-костры, чураковая стенка, органная крепь, железобетонные тумбы, литая полоса.

Все разработанные искусственные сооружения, кроме бутовой полосы, связаны с применением дорогих материалов, предварительной технологии при изготовлении элементов конструкции.

Главные недостатки охранного сооружения «бутовая полоса» являются: высокая трудоемкость работ по ее возведению; большая усадка закладочного массива.

На наш взгляд потенциал охранного сооружения из рядовой породы исчерпан не полностью. Поэтому разработка технологии возведения и обоснование параметров искусственных сооружений с использованием рядовой породы при применении новых технических решений является актуальной задачей для большинства угольных предприятий, которые не могут применять существующие прогрессивные технологии сооружения искусственных опор по экономическим соображениям.

В Комплексном научно-исследовательском и проектно-конструкторском институте проблем Центрального района Донбасса (ДонНИИ) разработаны породные стойки для создания охранных конструкций при поддержании горных выработок [2].

Породная стойка представляет собой отрезок рукава диаметром 200–600 мм из высокопрочной ткани, наполненный рядовой породой с размером фракций до 20 мм. Из породных стоек диаметром 200 мм выкладываются опорные конструкции в виде накатных костров. Результаты лабораторных испытаний данных породных конструкций показали, что они представляют собой довольно жесткую конструкцию, причем жесткость ее возрастает в процессе нагружения. Очевидно, что при сжатии в породных стойках происходит консолидация породных фрагментов.

Результаты шахтных испытаний охранных сооружений из породных стоек в условиях 81-й западной лавы гор. 660 м пласта l_4 шахты «Черноморка» ГКХ «Лисичанск-уголь» показали, что нагрузка, воспринимаемая костром из породных стоек, составляет 1000–1200 кН [3].

Вместе с тем, многие вопросы, связанные с применением породных стоек, остаются не полностью решенными. Это касается влияния размеров породных стоек (диаметр), крупности состава породных фрагментов (монодисперсный, полидисперсный), прочностной характеристики ограничивающей оболочки на деформационно-нагрузочную характеристику охранного сооружения. Также открытым является вопрос об обеспечении ввода породной конструкции в работу с момента ее сооружения.

В настоящей работе приводятся результаты лабораторных исследований влияния размера породных стоек на деформационно-нагрузочную характеристику охранного сооружения. Лабораторные испытания проводились на 5-тонном прессе. Геометрический масштаб моделей охранных конструкций 1:10. Гранулометрический состав породной фракции находился в пределах 3–6 мм (рис. 1). В качестве материала ограничивающей оболочки породной стойки использовалась мешковина с пределом прочности на разрыв 3,5 кг/см.



Рис. 1. Гранулометрический состав породной фракции

Испытания охранного сооружения производилось по 4-м схемам. Схемы отличались размером породных стоек (диаметр) при выкладке охранного сооружения (рис. 2). По каждой схеме производилось 6 испытаний. Опорные конструкции моделировались для условий угольного пласта мощностью 1 м.

В начале испытаний производилось заполнение мешков породным материалом и формирование несущей конструкции на нижней плите пресса по каждой схеме. При сближении плит в момент касания верхней плиты породной конструкции производили измерение расстояния между ними ($h_{нач}$), которое служило базой при определении деформационной характеристики охранного сооружения. Интервал увеличения нагрузки составлял 200–300 Н. На каждом шаге увеличения нагрузки производили измерение расстояния между плитами пресса (h_i). Кроме того, для установления характера распределения давления в опорной конструкции производили измерение усилия выдергивания металлических спиц, которые пронизывали породные стойки через 2,5 см.

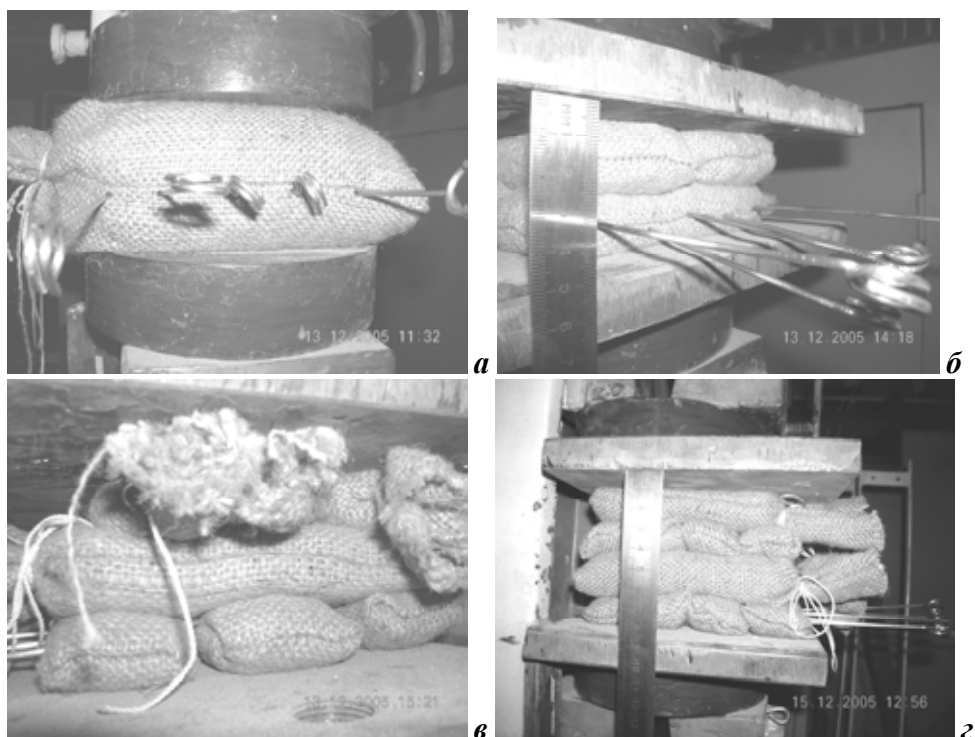


Рис. 2. Схемы укладки породных стоек: *а* — схема № 1; *б* — схема № 2; *в* — схема № 3, *г* — схема № 4

Относительную деформацию, моделируемой породной несущей конструкции, определяли по формуле

$$\varepsilon = \left(\frac{h_{нач} - h_i}{h_{нач}} \right) 100 \%,$$

где $h_{нач}$ — начальная высота между плитами прессы, мм; h_i — высота между плитами прессы при i -м измерении, мм.

На рисунке 3 приведены графики зависимости относительных деформаций от прикладываемой нагрузки при различных конструкциях охранных сооружений. Анализ графиков показывает, что относительная деформация породной опорной конструкции, представленная одной породной стойкой на всю мощность пласта, при величине нагрузки 6 кН составляет около 30%. Вместе с тем, при той же нагрузке относительная деформация опорных конструкций из породных стоек диаметром 50, 33 и 25 мм составляет 12–13%.

Полученные результаты лабораторных испытаний позволяют сделать вывод о том, что породная стойка диаметром, равным мощности пласта, по величине усадки аналогична бутовой полосе. Величина усадки опорных конструкций, составленных из породных стоек, практически не зависит от их количества и размеров. Следовательно, основным критерием выбора размера породной стойки в опорной конструкции является ее вес, который согласно ПТЭ не должен превышать 400 Н.

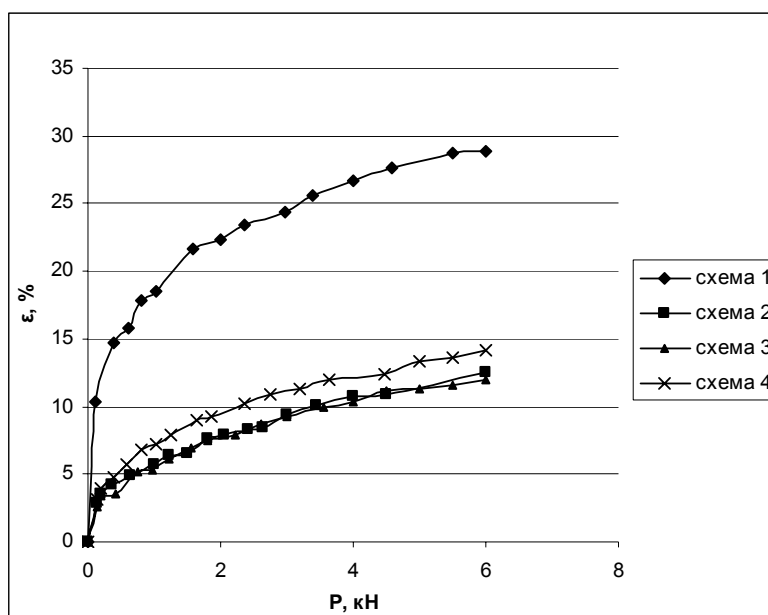


Рис. 3. График зависимости относительных деформаций опорных конструкций от нагрузки

На рисунке 4 приведены графики относительного распределения давления внутри опорных породных конструкций. Их анализ показывает, что величина давления внутри опорной конструкции, независимо от схемы испытаний, в 2–3 раза больше, чем по краям.

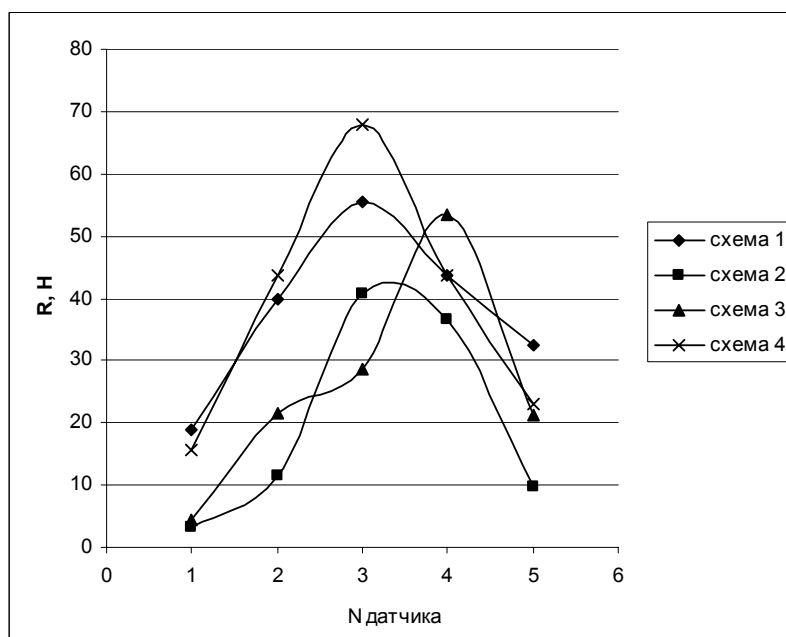


Рис. 4. Графики относительного распределения давления по схемам

Следовательно, в формировании несущего ядра искусственной породной опорной конструкции участвуют менее нагруженные породные стойки или их отдельные участки, находящиеся по краям охранного сооружения. Поэтому необходимо пересмотреть целесообразность использования в качестве оболочки породных стоек материала с высокими прочностными характеристиками.

Результаты выполненных исследований показывают, что использование в качестве охранного сооружения опорных конструкций из породных стоек является эффек-

тивным способом поддержания подготовительных выработок. Эти конструкции при небольшой усадке (12–13%) обладают достаточно высокой несущей способностью. Для широкого применения на шахтах, разрабатывающих угольные пласты до 1,2 м, необходимо обосновать прочностные характеристики материала оболочки породных стоек, а также разработать технологию их заполнения породой.

Библиографический список

1. Сургай Н.С. Угольная промышленность и отраслевая наука: проблемы и перспективы // Уголь Украины, 2004. — № 1. — С. 5.
2. Пат. №45019А, Украина. Способ управления горным давлением.
3. Ильин А.И., Теросипов В.М., Баранов С.А. Шахтные специальные крепи из породных стоек // Уголь Украины, 2003. — №3. — С. 14–15.

© Касьян Н.Н., Ильин А.И., Иващенко В.Д., Хазипов И.В., 2006

УДК 624.19.035.4.001:550.348.436

ФОТИЕВА Н.Н., БУЛЫЧЕВ Н.С., САММАЛЬ А.С., АНЦИФЕРОВ С.В. доктора техн. наук (ТулГУ, Россия)

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ОБДЕЛОК ПАРАЛЛЕЛЬНЫХ ТОННЕЛЕЙ ПРИ РАСПРОСТРАНЕНИИ В МАССИВЕ ДЛИННЫХ СЕЙСМИЧЕСКИХ ВОЛН

Разработан метод определения напряженного состояния обделок произвольного числа любым образом расположенных параллельных круговых тоннелей разных радиусов, в том числе — сооружаемых на небольшой глубине с применением инъекционного укрепления грунта (пород), при распространении в массиве характерных для землетрясений длинных сейсмических волн сжатия-растяжения и сдвига произвольного направления в плоскости поперечного сечения комплекса тоннелей.

При расчете и проектировании обделок тоннелей, располагаемых в сейсмических районах, необходимо учитывать, что эти конструкции помимо обычных статических нагрузок могут испытывать воздействие длинных волн сжатия-растяжения (продольных) и сдвига (поперечных), распространяющихся с разными скоростями в массиве пород. При этом вследствие неопределенности положения очага землетрясения, а также многократного преломления и отражения от свободной поверхности и границ раздела пород с разными механическими свойствами сочетания волн разного характера и их направления по отношению к подземному сооружению заранее принципиально неизвестны. С учетом этого обстоятельства в Тульском государственном университете развивается подход к проблеме расчета подземных сооружений на сейсмические воздействия [1], согласно которому расчет включает определение наиболее неблагоприятного напряженного состояния в каждом нормальном сечении конструкции при любых сочетаниях и направлениях длинных продольных и поперечных волн, распространяющихся в плоскости поперечного сечения сооружения. Указанный подход регламентирован соответствующими нормативно-техническими документами [2, 3], а реализующие его методы расчета обделок тоннелей глубокого заложения, когда влиянием земной поверхности можно пренебречь, широко применяются при проектировании крупных объектов подземного гидротехнического и транспортного строительства в сейсмически активных районах.

В последнее время разработаны аналогичные методы расчета монолитных обделок тоннелей мелкого заложения, сооружаемых горным способом, как кругового [4–6], так и произвольного (с одной осью симметрии) поперечного сечения [7], которые, как известно, при землетрясениях подвергаются большому риску разрушения, чем тоннели глубокого заложения.

При строительстве тоннелей в сложных геологических и инженерных условиях, в частности — в условиях плотной городской застройки, проводятся мероприятия по укреплению грунта (пород) путем нагнетания в массив связующих растворов. Это приводит к образованию вокруг тоннеля укрепленной зоны грунта с отличными от остального массива деформационными характеристиками и, естественно, к изменению напряженного состояния системы «обделка тоннеля — массив грунта» как при статических, так и при сейсмических воздействиях.

Вопросам расчета обделок тоннелей мелкого заложения, пройденных закрытым способом с применением инъекционного укрепления грунта, на сейсмические воздействия посвящены работы [8, 9], где рассмотрены соответственно тоннели кругового и произвольного поперечного сечения, не испытывающие влияния близко расположенных подземных сооружений.

Целью настоящей работы является математическое моделирование напряженного состояния обделок произвольного числа любым образом расположенных взаимодействующих параллельных круговых тоннелей мелкого заложения, сооружаемых с применением инъекционного укрепления грунта, при распространении длинных продольных и поперечных сейсмических волн произвольного направления в плоскости поперечного сечения комплекса тоннелей.

С этой целью рассматриваются две плоские квазистатические задачи теории математической теории упругости, расчетные схемы которых показаны на рис.1 а, б.

Здесь полубесконечная однородная изотропная линейно-деформируемая среда S_0 , механические свойства которой характеризуются модулем деформации E_0 и коэффициентом Пуассона ν_0 , ограниченная прямой L'_0 и окружностями $L_{0,j}$ ($j=1, \dots, N$) радиусами $R_{0,j}$ ($j=1, \dots, N$), моделирует массива грунта (пород).

Слои двухслойных колец $S_{m,j}$ ($m=1,2; j=1, \dots, N$) из материалов с деформационными характеристиками $E_{m,j}$, $\nu_{m,j}$ ($m=1,2; j=1, \dots, N$) моделируют соответственно укрепленные зоны грунта ($m=1$) и обделки тоннелей ($m=2$), расположенных на глубинах H_j ($j=1, \dots, N$), отсчитываемых от центров, помещенных в точках $z_j = x_j + iy_j$ ($j=1, \dots, N$).

Среда S_0 и слои колец $S_{m,j}$ ($m=1,2; j=1, \dots, N$) деформируются совместно, то есть на линиях контакта $L_{m,j}$ ($m=0,1; j=1, \dots, N$) выполняются условия непрерывности векторов смещений и полных напряжений. Внутренние контуры колец $L_{2,j}$ ($j=1, \dots, N$) и граница полуплоскости L'_0 свободны от действия внешних сил.

Среда испытывает на бесконечности под произвольным углом α к горизонтали и вертикали двухосное сжатие (см. рис.1 а) и чистый сдвиг (см. рис.1 б) напряжениями, моделирующими действие соответственно длинных продольной и поперечной волн произвольного направления.

Напряжения на бесконечности определяются формулами [3]

$$P = \frac{1}{2\pi} AK_1 \gamma c_1 T_0, \quad \xi = \frac{\nu_0}{1 - \nu_0}, \quad S = \frac{1}{2\pi} AK_1 \gamma c_2 T_0, \quad (1)$$

где A — коэффициент, соответствующий баллу землетрясения, определяемый согласно п. 2.5 СНиП П-7-81, K_1 — коэффициент, учитывающий допускаемые повреждения, определяемый по таблице 3 СНиП П-7-81 (произведение AK_1 при расчете подземных сооружений, как правило, принимается равным 0,025; 0,05; 0,1 для районов сейсмической активности 7, 8 и 9 баллов соответственно), γ — удельный вес грунта, T_0 — преобладающий период колебаний частиц грунта, c_1, c_2 — скорости распространения продольных и поперечных волн.

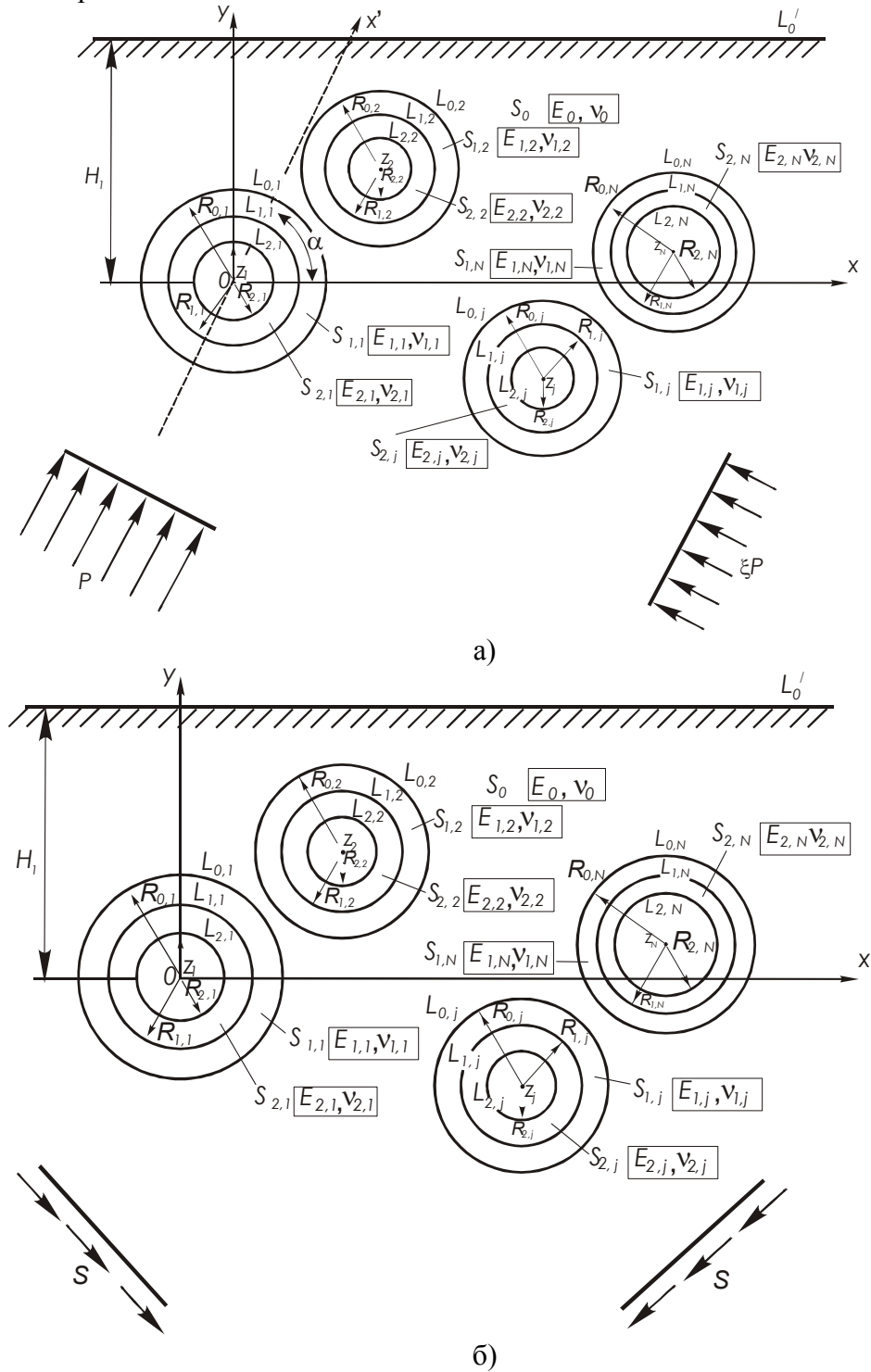


Рис.1. Расчетные схемы к определению напряжений в оболочках от действия длинных произвольно направленных сейсмических волн: а — продольной, б — поперечной

Первая из поставленных задач (см. рис. 1 а), моделирующая распространение длинной произвольно направленной продольной волны в фазе сжатия, решается с использованием теории аналитических функций комплексного переменного [10], аналитического продолжения комплексных потенциалов Колосова-Мусхелишвили, характеризующих напряженно-деформированное состояние нижней полуплоскости вне отверстий, в верхнюю полуплоскость через прямолинейную границу [11], свойств интегралов типа Коши, модификации метода Д.И.Шермана применительно к рассмотрению многосвязных кусочно-однородных областей и аппарата комплексных рядов.

Такой путь дает возможность свести решение задачи к хорошо сходящемуся итерационному процессу, предложенному в работе [12], в каждом приближении которого последовательно используется решение задачи для j -того двухслойного кольца ($j = 1, \dots, N$), подкрепляющего соответствующее отверстие в полной плоскости, при граничных условиях, содержащих некоторые дополнительные слагаемые, отражающие влияние прямолинейной границы полуплоскости и остальных подкрепленных отверстий, представляемые в форме комплексных рядов Лорана, неизвестные коэффициенты которых, полагаемые в нулевом приближении равными нулю, затем уточняются на каждом шаге итераций. В свою очередь, задача для двухслойного кольца в полной плоскости, составляющая основу итерационного процесса, решается путем получения рекуррентных соотношений, связывающих коэффициенты разложений в ряды комплексных потенциалов, регулярных в контактирующих областях, что, в конечном счете, приводит к бесконечной системе линейных алгебраических уравнений относительно коэффициентов разложения комплексных потенциалов, регулярных в полной плоскости вне отверстия, которая решается, будучи соответственно укороченной. Решение второй задачи (см. рис.1 б), моделирующей распространение длинной поперечной волны, получается как частный случай первой при $P = S$, $\xi = -1$ и замене угла α на $\alpha + \pi/4$.

Отметим, что правомерность использования решений квазистатических задач для определения напряженного состояния обделок тоннелей мелкого заложения, в том числе — в случаях, когда тоннели испытывают влияние не только земной поверхности, но и других близко расположенных подземных сооружений, подтверждена сравнением результатов аналитических решений квазистатических задач с данными численного моделирования соответствующих динамических задач, выполненного с использованием программы *FLAC* специалистами из Национальной лаборатории гражданского строительства Португалии (*LNEC*) в рамках совместного проекта с авторами настоящей работы, поддержанного грантом Научной программы стран НАТО *EST.CLG.978622*.

В качестве иллюстрации ниже приводятся результаты сравнительных расчетов обделок двух одинаковых параллельных тоннелей наружными радиусами $R_0 = 3$ м и толщиной $\Delta = 0,35$ м, оси которых расположены на глубине $H=8$ м, при следующих исходных данных: расстояние между центрами $a = 9$ м; модули деформации грунта и материала обделок соответственно $E_0 = 50$ МПа, $E_1 = 23000$ МПа; коэффициенты Пуассона грунта и материала обделок $\nu_0 = 0,3$, $\nu_1 = 0,2$.

На рис.2 а, б показаны эпюры (в развертке) абсолютных величин нормальных тангенциальных напряжений $\sigma_{\theta}^{(in)}/P$, возникающих на внутреннем контуре поперечного сечения обделки правого тоннеля при действии вертикально направленной продольной волны (рис. 2 а) и напряжений $\sigma_{\theta}^{(in)}/S$ от вертикально направленной поперечной волны (рис. 2 б). Сплошные линии соответствуют аналитическим решениям квазистатических задач, пунктирные линии отражают данные численного моделирования динамических задач.

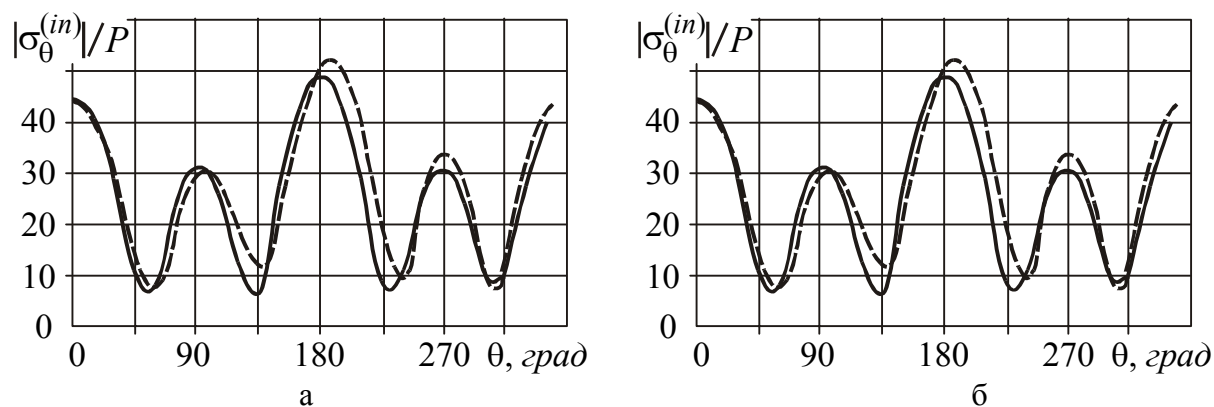


Рис. 2. Эпюры напряжений $\sigma_{\theta}^{(in)}$, вызываемых вертикальной продольной (а) и поперечной (б) волной, полученные на основе решения квазистатических (сплошные линии) и динамических (пунктирные линии) задач

Как видно из рис. 2 а, б, результаты расчета, полученные аналитическим путем на основе решения квазистатических задач, хорошо согласуются с данными численного моделирования динамических задач методом конечных разностей, что подтверждает возможность использования таких решений для расчета обделок тоннелей мелкого заложения, в том числе — расположенных в слабых грунтах и испытывающих влияние соседних подземных сооружений, на сейсмические воздействия землетрясений.

Возвращаясь к описанным выше решениям двух задач теории упругости (см. рис.1 а, б), отметим, что они составляют основу разрабатываемого метода расчета, позволяющего определять максимальные сжимающие и растягивающие нормальные тангенциальные напряжения, которые могут возникать на внутреннем контуре поперечного сечения каждой из обделок при любых сочетаниях и направлениях длинных продольных и поперечных волн, распространяющихся в плоскости поперечного сечения комплекса тоннелей. Это достигается путем исследования результатов указанных решений на экстремум по углу падения волн и последующей их суперпозиции. Однако данные решения имеют и самостоятельное значение, так как они позволяют определять напряжения в обделке, вызываемые действием продольной (задача 1) или поперечной (задача 2) волны любого заданного направления и исследовать зависимости этих напряжений от основных влияющих факторов.

Ниже в качестве примера рассматриваются обделки трех параллельных тоннелей, два из которых сооружены с применением инъекционного укрепления грунта, в массиве, обладающем деформационными характеристиками $E_0 = 200$ МПа, $\nu_0 = 0,35$ в естественном состоянии и $E_{1,1} = E_{1,2} = 600$ МПа, $\nu_{1,1} = \nu_{1,2} = 0,3$ в зонах укрепления. Размеры и взаимное расположение тоннелей показаны на рис.3.

Обделки первого и третьего тоннелей выполнены из бетона с деформационными характеристиками $E_{2,1} = E_{2,3} = 27000$ МПа, обделка второго тоннеля — из бетона с деформационными характеристиками $E_{1,2} = 32500$ МПа; коэффициенты Пуассона материалов обделок $\nu_{2,1} = \nu_{2,2} = \nu_{1,3} = 0,2$.

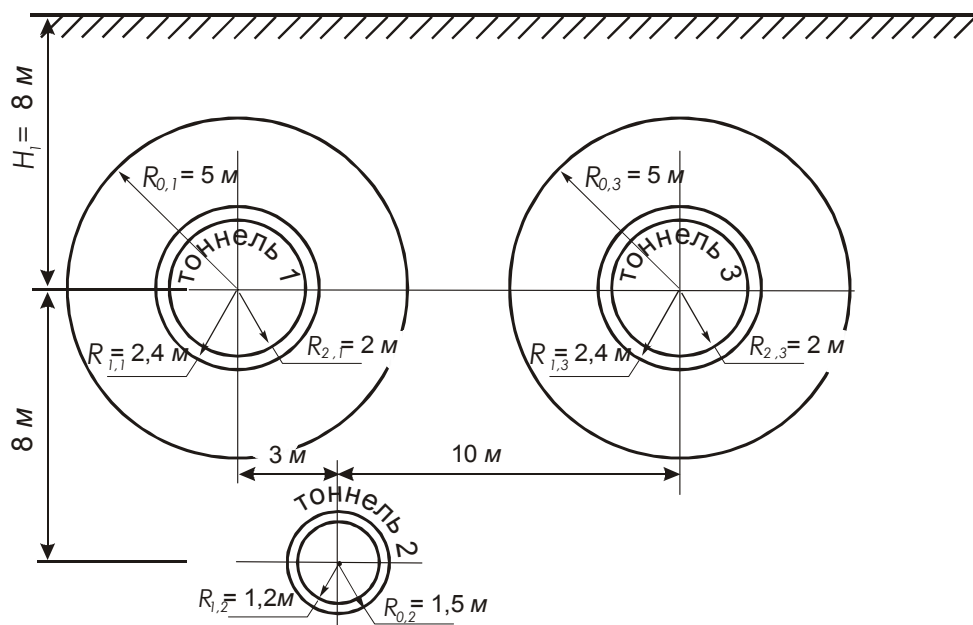


Рис. 3. Размеры и взаимное расположение тоннелей

На рис. 4 а, б, в, г сплошными линиями показаны эпюры нормальных тангенциальных напряжений $\sigma_0^{(in)} / P$, возникающих на внутреннем контуре поперечного сечения обделок при распространении длинных продольных волн, падающих под углами $\alpha = 0, \frac{\pi}{4}, \frac{\pi}{2}, \frac{3\pi}{4}$ соответственно. Для сравнения пунктирными линиями даны эпюры тех же напряжений, возникающих в случае, когда каждый из трех тоннелей рассматривается как одиночный, не испытывающий влияния соседних подземных сооружений.

Аналогичные результаты, отражающие распределение напряжений $\sigma_0^{(in)} / S$, вызываемых действием длинных поперечных волн тех же направлений, приведены на рис. 5 а, б, в.

Из приведенных рисунков видно, что напряженное состояние обделок существенным образом зависит от характера и направления распространяющихся в массиве сейсмических волн, а также от взаимного влияния близко расположенных тоннелей.

В заключение отметим, что описанная методика определения напряжений в обделках параллельных круговых тоннелей мелкого заложения, сооружаемых с применением инъекционного укрепления пород, реализованная в виде соответствующей компьютерной программы, составляет основу разрабатываемого в настоящее время метода и программного обеспечения расчета, состоящего в определении наиболее неблагоприятного напряженного состояния в каждом радиальном сечении каждой из обделок при любых сочетаниях и направлениях длинных сейсмических продольных и поперечных волн, распространяющихся в плоскости поперечного сечения комплекса тоннелей. Поскольку используемые аналитические решения задач теории упругости не имеют никаких ограничений по глубине, а моделирование обделок, сооружаемых без применения укрепления пород, сводится к рассмотрению частных случаев рассмотренных задач, предложенная методика, как и разрабатываемый метод расчета, может использоваться для анализа напряженного состояния обделок параллельных тоннелей как мелкого, так и глубокого заложения, в том числе в случаях, когда все или некоторые из тоннелей комплекса сооружаются без нагнетания в массив скрепляющих растворов.

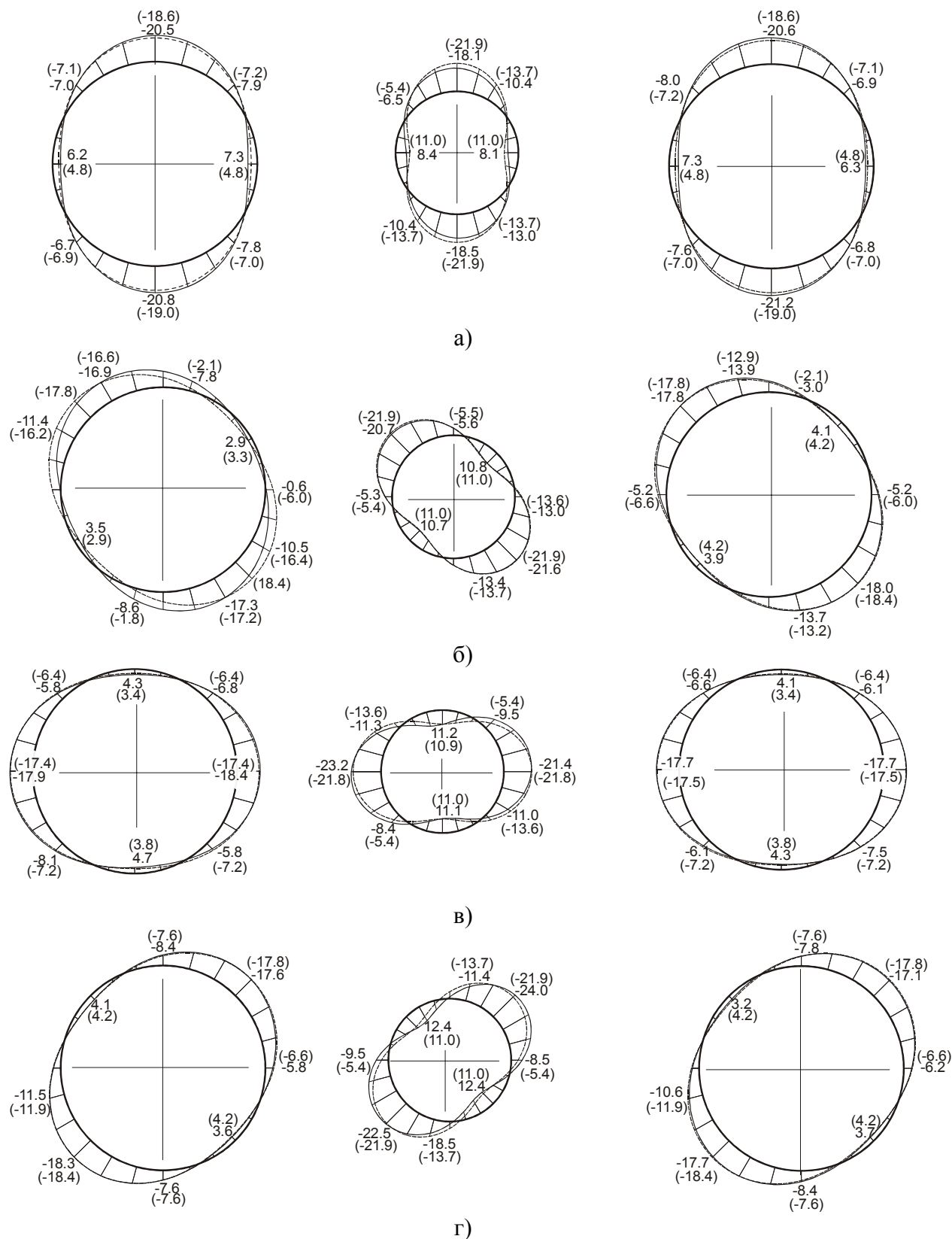


Рис.4. Распределение напряжений $\sigma_0^{(in)} / P$, вызываемых действием длинной продольной волны, падающей под углом: а — $\alpha = 0$, б — $\alpha = \pi/4$, в — $\alpha = \pi/2$, г — $\alpha = 3\pi/4$

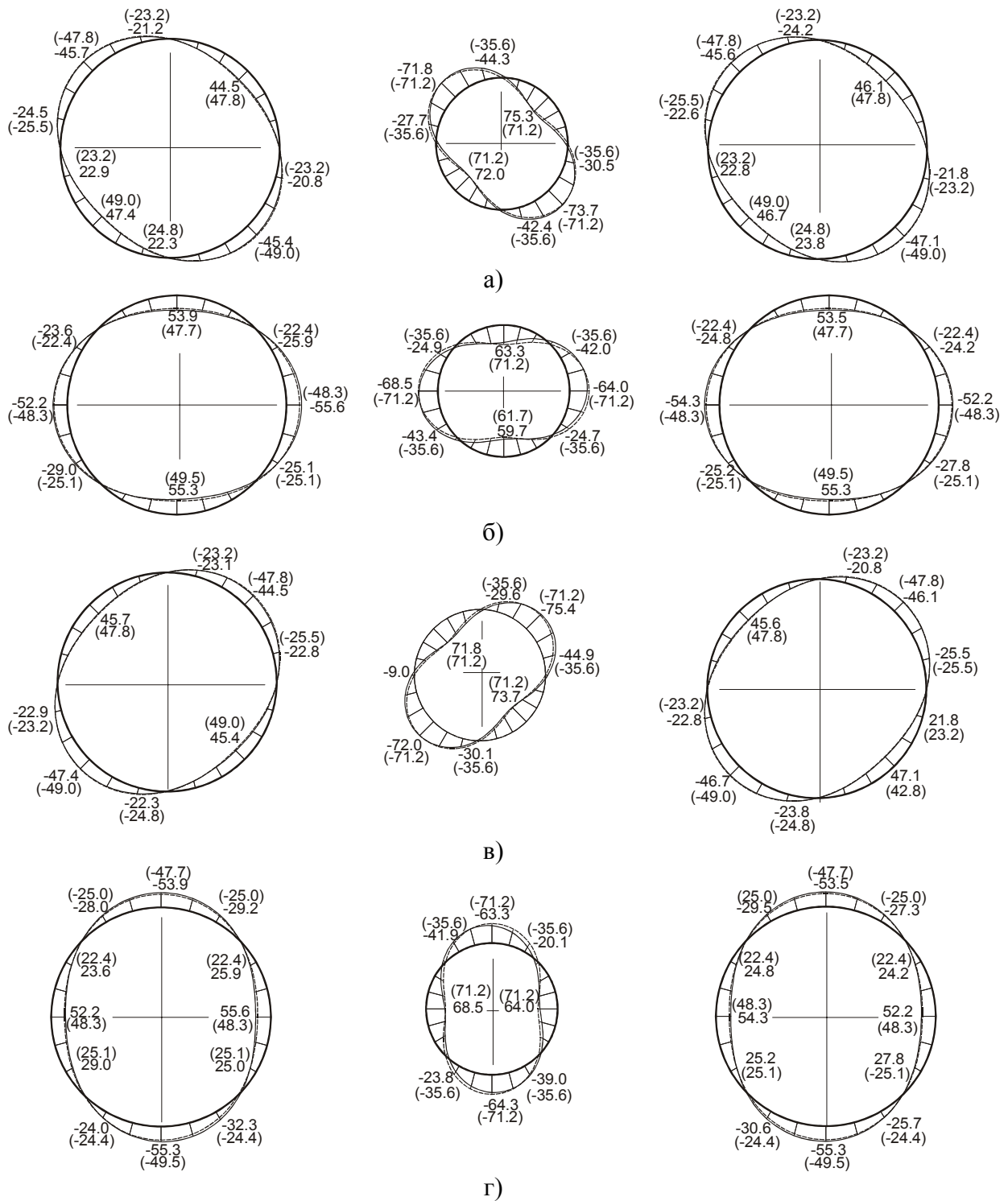


Рис.5. Распределение напряжений $\sigma_0^{(in)} / S$, вызываемых действием длинной поперечной волны, падающей под углом: а — $\alpha = 0$, б — $\alpha = \pi/4$, в — $\alpha = \pi/2$, г — $\alpha = 3\pi/4$

Библиографический список

1. Фотиева Н.Н. Расчет крепи подземных сооружений в сейсмически активных районах. — М.: Недра, 1980. — 240 с.
2. Инструкция по учету сейсмических воздействий при проектировании горных транспортных тоннелей. ВСН 193-81. — М.: Минтрансстрой, 1981.

3. **Руководство** по проектированию подземных сооружений в сейсмических районах. — М.: ТИМР, 1996. — 80 с.
4. **Фотиева Н.Н., Шелепов Н.В.** Расчет обделок тоннелей мелкого заложения на сейсмические воздействия // Горный информационно-аналитический бюллетень. — М.: МГТУ, 2000. — № 3. — С. 26–30.
5. **Фотиева Н.Н., Саммаль А.С., Булычев Н.С.** Расчет обделок параллельных круговых тоннелей мелкого заложения на сейсмические воздействия // Труды Международной Научно-практической конференции. — М., 2002. — С. 362–366.
6. **Fotieva N.N., Bulychev N.S., Sammal A.S., Lemos J.V., Sousa L.R.** Designing multiple shallow tunnel linings under seismic effects // Proc. of Intern. Conf. Underground Construction, Praha, Czech Republic, 2003. — P. 99–103.
7. **Фотиева Н.Н., Булычев Н.С., Саммаль А.С.** Расчет обделок тоннелей мелкого заложения, сооружаемых в сейсмических районах // Труды Каспийской Международной конференции по геоэкологии и геотехнике. — Баку, 2003. — С. 217–222.
8. **Фотиева Н.Н., Булычев Н.С., Анциферов С.В., Lemos J.V., Vieira A., Sousa L.R.** Расчет обделок тоннелей мелкого заложения, сооружаемых с применением укрепительной цементации, на сейсмические воздействия землетрясений // Горный информационно-аналитический бюллетень, 2003. — № 8. — С. 125–128.
9. **Фотиева Н.Н., Саммаль А.С.** Влияние инъекционного укрепления грунта на напряженное состояние обделок тоннелей мелкого заложения при сейсмических воздействиях // Матеріали міжнародної конференції «Форум гірників — 2005». — Т. 4. — С. 191–197.
10. **Мухелишвили Н.И.** Некоторые основные задачи математической теории упругости. — М.: Наука, 1966. — 544 с.
11. **Араманович И.Г.** Распределение напряжений в упругой полуплоскости, ослабленной подкрепленным круговым отверстием // Доклады АН СССР, 1955. — Вып. 104. — № 3. — С. 372–375.
12. **Fotieva N.N., Bulychev N.S., Sammal A.S.** Design of shallow tunnel linings // Proc. ISRM Int. Symp, 1996. — P. 654–661.

© Фотиева Н.Н., Булычев Н.С., Саммаль А.С., Анциферов С.В., 2006

УДК 614.8:624.19

САММАЛЬ Т.Г. докт.техн.наук (ТулГУ, Россия), ЖУКОВ В.Н. докт.техн.наук (Гидро-спецпроект), ФАУЭЛЛ Р. докт.техн.наук (University of Leeds, Франция)

АНАЛИЗ ФАКТОРОВ, ВЛИЯЮЩИХ НА ИНТЕНСИВНОСТЬ КОРРОЗИОННОГО РАЗРУШЕНИЯ БЕТОННЫХ ОБДЕЛОК КОЛЛЕКТОРНЫХ ТОННЕЛЕЙ

Приведены результаты исследований процесса коррозионного разрушения бетонных обделок коллекторных тоннелей Мосводоканала. Представлена зависимость глубины зоны коррозии бетона от времени. Рассмотрены факторы, влияющие на интенсивность газовой коррозии бетонных обделок. Работа выполнена в рамках проекта, поддержанного грантом IN-TAS №01-0647.

Развитие крупных городов связано с расширением систем канализации и сооружением многокилометровых самотечных тоннельных коллекторов с глубиной заложения до нескольких десятков метров. Как правило, это тоннели диаметром от 1,5 до 5,6 м, пройденные с помощью проходческих щитов и имеющие круговое поперечное сечение. Такие тоннели составляют 80–85% от общего объема эксплуатируемых коммунальных тоннелей городского хозяйства. Их протяженность в масштабе Российской Федерации превышает 1,1 тыс. км. Большинство тоннельных коллекторов, построенных в 60–70 годы, имеет первичную обделку из железобетонных тубингов с внутренней бетонной или железобетонной рубашкой. Нормативные документы, в соответствии

с которыми были выполнены проекты этих сооружений, устанавливали срок их службы в 50 лет. В то же время, в начале 80-х годов службы, занимающиеся эксплуатацией канализационных систем, все чаще стали сталкиваться с выходом их из строя значительно раньше проектных сроков. При этом аварии в коллекторных тоннелях, обусловленных разрушениями обделок, как правило, сопровождаются масштабными загрязнениями грунтовых массивов, водоемов, а иногда непосредственно жилой зоны населенных пунктов, которые рассматриваются как экологические катастрофы. Ежегодно суммарный ущерб от аварий на канализационных сетях соизмерим с 2% валового национального дохода [1].

В соответствии с современными представлениями основной причиной аварий (до 69% случаев) в коллекторных тоннелях является разрушение обделок вследствие снижения их несущей способности в результате коррозии бетона в высокоагрессивной газовой среде выше уровня сточных вод.

Механизм коррозии бетонных обделок в настоящее время довольно хорошо изучен. С незначительными отклонениями он, как правило, может быть описан следующей схемой. На стенке коллектора сточные воды образуют биологическую пленку. В нормальных условиях толщина биопленки составляет около 1 мм, однако, уменьшение скорости течения сточных вод приводит к увеличению толщины этой пленки, которая может достигать 3 мм. При наличии в сточных водах растворенного кислорода он проникает внутрь биопленки и потребляется бактериями из ее аэробного слоя, что препятствует развитию следующего, анаэробного слоя, где происходит образование сероводорода. При отсутствии достаточного количества растворенного кислорода в сточных водах процесс образования сероводорода интенсифицируется и начинается насыщение им сточной жидкости. Часть растворенного в сточных водах сероводорода выделяется в атмосферу коллектора и растворяется в конденсатной влаге на поверхности обделки коллектора. Условия в тоннеле, исключаящие какой-либо воздухообмен, близкая к 100% влажность и температура сточных вод около 20°C, способствуют развитию тионовых бактерий, паразитирующих на поверхности конструкции.

Тионовыми бактериями в сообществе с другими микроорганизмами в присутствии кислорода в подсводовой части тоннеля сероводород окисляется до серной кислоты, концентрация которой может достигать 5%. В результате цепочки химических реакций взаимодействия серной кислоты с цементным камнем, происходит его разрушение до рыхлой несвязной массы и осыпание внутрь тоннеля. При этом интенсивность коррозии по периметру обделки неравномерна. Наибольшие разрушения наблюдаются, как правило, в своде обделки, а также по стенам в зонах переменного уровня воды.

Следует отметить, что попытки установить эмпирические зависимости между интенсивностью коррозионного разрушения бетона реальных конструкций и большим числом случайных влияющих факторов методами многомерного корреляционного анализа успеха не имели [2]. В связи с этим стало очевидным, что только постоянный мониторинг состояния обделок коллекторных тоннелей, подвергающихся коррозии в процессе эксплуатации, позволяет оценить степень их коррозионного разрушения.

Для контроля интенсивности коррозии бетона обделок канализационных тоннелей в институте Гидроспецпроект разработан прибор — измеритель скорости коррозии железобетона (ИСКЖ). Прибор имеет форму куба, изготовленного из бетона с такими же характеристиками, как у бетона, используемого для устройства железобетонной обделки конкретного канализационного коллектора. Внутри куба на разной глубине размещены чувствительные элементы. Прибор подвешивается к своду обделки, кабель от него выводится в колодец, шахту или иное место, где имеется возможность снимать показания.

Очевидно, что особую актуальность проблема внедрения мониторинга приобретает в условиях крупных мегаполисов, таких как г. Москва. Московская канализация представляет собой развитую систему коллекторов, насосных станций и очистных сооружений. Система московской канализации представлена двумя бассейнами — Северо-Восточным и Юго-Западным — со своими насосными станциями и очистными сооружениями. Общая длина канализационных трубопроводов в г. Москве — более 6,5 тыс. км, в том числе более 1,0 тыс. км — крупные магистральные коллекторы.

Самое продолжительное время, с 1995 г. по 2001 г., интенсивность коррозии бетона тоннельной обделки измерялась в подводящем канале к Люберецкой станции аэрации. На участке длиной 1300 м с интервалом 100–200 м было установлено 12 приборов ИСКЖ. Все приборы показывали приблизительно одинаковую скорость коррозии (при этом вблизи канализационных колодцев и шахт отмечалось некоторое увеличение скорости коррозионного разрушения обделок, достигающего 30–40%). Графики изменения глубины зоны коррозии бетонной обделки, полученные с помощью трех разных приборов ИСКЖ приведены на рис. 1.

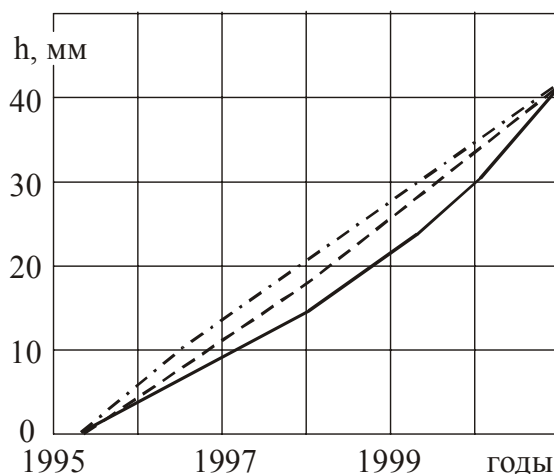


Рис. 1. Зависимость глубины зоны коррозии бетона от времени

Из рис. 1 следует, что глубина зоны коррозии бетона обделки зависит от времени практически линейно. Средняя скорость коррозии, зафиксированная всеми приборами, составляет примерно 5,5–7,5 мм/год.

Среди основных канализационных тоннелей можно выделить Восточный канал (длиной 13,1 км), Черкизовский канал (11,6 км), Юго-Западный канал (9,1 км), Усиление Юго-Западного канала (18,4 км), Филевский канал (8,4 км) и др. Обделки этих сооружений выполнены из монолитного железобетона, и практически во всех тоннелях через несколько лет эксплуатации была отмечена коррозия бетона обделок. При этом интенсивность коррозии бетона обделок в тоннелях разная. Наибольшим разрушениям подверглись обделки Филевского и Восточного каналов. Следует отметить, что проведенное в 2001 г. муниципальным предприятием Мосводоканал, эксплуатирующим канализационные сети, с привлечением института Гидроспецпроект и Московского государственного строительного университета обследование коллекторных тоннелей показало, что глубина зоны коррозии бетона обделок составила от 40 мм до 70 мм, что, в целом, соответствует данным, зафиксированным приборами ИСКЖ.

Анализ факторов, влияющих на интенсивность газовой коррозии бетонных обделок тоннелей московской канализации, позволил сделать следующие выводы.

Сточные воды, проходящие по Филевскому каналу, содержат значительно больше сульфатов и хлоридов, а также металлов, нефтепродуктов и жиров, чем сточные во-

ды, проходящие по Восточному каналу. При этом интенсивность коррозии в обоих тоннелях приблизительно одинакова.

Восточный канал принимает основные стоки, поступающие в главную приемную камеру, по длинным напорным трубопроводам: от Черкизовской насосной станции 5 ниток длиной 13,8 км и от Хапиловской насосной станции 4 нитки длиной по 8,0 км. Филевский канал в камере № 47 принимает сточные воды по 3 напорным трубопроводам длиной по 5 км и 2 напорным трубопроводам длиной по 3 км.

Очевидно, что стоки, попадающие в Восточный канал, проходят по гораздо более длинным участкам напорных трубопроводов.

После ремонта в 2001 г. в главной приемной камере Восточного канала были установлены приборы ИСКЖ в количестве 5 штук. Несмотря на наличие защитного покрытия бетона конструкций камеры и соответственно приборов ИСКЖ, была зафиксирована опасно высокая скорость коррозии бетона, которая в среднем составила около 25 мм в год.

Два других протяженных коллекторных тоннеля московской канализации — Правобережный Чертановский канал длиной 7,2 км и Левобережный Чертановский канал — принимают сточные воды, поступающие по протяженным (10,7 и 13,5 км) напорным трубопроводам. Тем не менее, газовая коррозия бетонной отделки в этих тоннелях незначительна. Сточные воды Чертановских каналов характеризуются относительно невысоким (в несколько раз меньшим, чем воды Филевского коллектора) содержанием сульфатов и хлоридов.

Эти примеры подтверждают мнение, что наиболее интенсивно газовая коррозия бетона происходит в безнапорных коллекторах после подсоединения к ним длинных напорных коллекторов, а также в коллекторах, где в сточных водах высока концентрация сульфатов и хлоридов.

Среди большого количества факторов, влияющих на агрессивность газовой среды канализационных коллекторов и интенсивность коррозии бетонных отделок, основными являются следующие:

1. Наличие длинных напорных трубопроводов перед их присоединением к безнапорным коллекторным тоннелям, поскольку при движении сточных вод в напорных трубопроводах особенно быстро возрастает количество сульфидов и уменьшается количество растворенного в воде кислорода, что способствует протеканию химических реакций с выделением сероводорода; результаты исследований показывают, что каждый километр напорного трубопровода увеличивает содержание сульфидов в сточной воде примерно на 10%.

2. Низкое содержание в сточных водах растворенного кислорода, что создает благоприятные условия для образования сероводорода, который при определенных гидравлических режимах течения сточной жидкости выделяется в подсводовое пространство.

3. Низкое качество и низкая плотность бетона отделки коллекторных тоннелей, поскольку это способствует проникновению агрессивных жидкостей вглубь отделки (наличие же металлической арматуры лишь ускоряет процесс коррозии).

Библиографический список

1. Дрозд Г.Я. Надежность канализационных сетей // Водоснабжение и санитарная техника, 1995. — № 10. — С. 2–4.
2. Карамышев М.И. Коррозия подземных коммуникаций и защита от нее: состояние вопроса за рубежом. Дайджест зарубежной информации. — Вып.3. — М.:Изд-во ТИМР, 1992. — 34 с.

© Саммаль Т.Г., Жуков В.Н., Фауэлл Р., 2006

УДК 622.28

ФОТИЕВА Н.Н., САММАЛЬ А.С., БУЛЫЧЕВ Н.С. доктора техн. наук (ТулГУ, Россия)

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ КРЕПИ ВЫРАБОТОК, СООРУЖАЕМЫХ ВБЛИЗИ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Предлагается аналитический метод расчета монолитной крепи круговых выработок, пройденных в бортах высоких карьеров, базирующийся на соответствующем решении плоской контактной задачи теории упругости для весомой линейно-деформируемой полубесконечной среды с наклонной границей, моделирующей массив пород, ослабленной круговым отверстием, подкрепленной кольцом из другого материала, моделирующим крепь выработки. Метод реализован в виде полного алгоритма, запрограммированного для компьютера. Приводятся конкретные примеры, иллюстрирующие метод.

При расчете и проектировании горных выработок, сооружаемых вблизи бортов высоких карьеров, следует учитывать влияние горных откосов на напряженное состояние подземных конструкций. С этой целью в Тульском государственном университете разработан аналитический метод расчета монолитной крепи круговых выработок вблизи дневной поверхности, имеющей некоторый угол наклона по отношению к горизонтали. В основу метода положено соответствующее решение плоской задачи теории упругости о напряженном состоянии весомой полубесконечной среды, моделирующей массив пород, с наклонной границей, ослабленной круговым отверстием, подкрепленным кольцом из другого материала, моделирующим крепь выработки. Расчетная схема приведена на рис. 1.

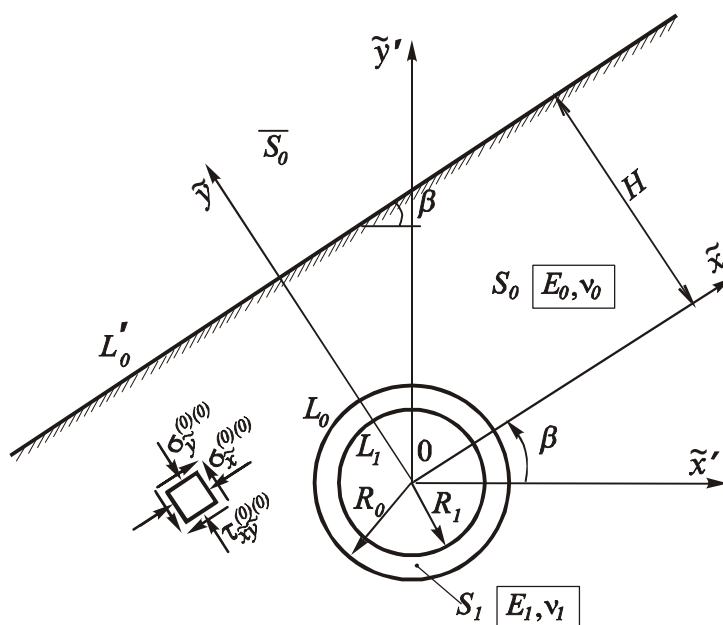


Рис. 1. Расчетная схема

Здесь полубесконечная линейно-деформируемая среда S_0 , ограниченная прямой L'_0 , наклоненной под углом β к горизонтали, и круговым контуром L_0 отверстия радиуса R_0 , центр которого расположен на расстоянии H от прямой L'_0 , моделирует массив пород, механические свойства которого характеризуются модулем деформации E_0 и

коэффициентом Пуассона ν_0 . Кольцо S_1 с внутренним контуром L_1 радиусом R_1 , выполненное из материала с модулем деформации E_1 и коэффициентом Пуассона ν_1 , моделирует обделку тоннеля. Ось $O\tilde{x}$ параллельна и проходит через центр отверстия. Прямая L'_0 нагружена на участке $\tilde{a}_0 \leq R \leq \tilde{b}_0$ равномерно распределенной нагрузкой интенсивностью P . Кольцо S_1 и среда S_0 деформируются совместно, то есть на линии контакта L_0 выполняются условия непрерывности векторов смещений и полных напряжений. Внутренний контур кольца L_1 свободен от действия внешних сил.

Действие собственного веса пород моделируется наличием в среде S_0 начальных напряжений, определяющихся по формулам:

$$\begin{aligned}\sigma_x^{(0)(0)} &= -\lambda\gamma\alpha^*(H - \tilde{y})\cos\beta; \\ \sigma_y^{(0)(0)} &= -\gamma\alpha^*(H - \tilde{y})\cos\beta; \\ \tau_{xy}^{(0)(0)} &= -\gamma\alpha^*(H - \tilde{y})\sin\beta.\end{aligned}\quad (1)$$

где γ — удельный вес пород, $\lambda = \frac{\sigma_x^{(0)(0)}}{\sigma_y^{(0)(0)}}$ — отношение начальных напряжений в ненарушенном массиве пород, α^* — корректирующий множитель, введенный для приближенного учета поддерживающего влияния забоя [1].

Полные напряжения $\sigma_x^{(0)*}$, $\sigma_y^{(0)*}$, $\tau_{xy}^{(0)*}$ в среде S_0 представляются в виде сумм начальных напряжений (1.1) и дополнительных напряжений, обусловленных наличием отверстия $\sigma_x^{(0)}$, $\sigma_y^{(0)}$, $\tau_{xy}^{(0)}$

$$\sigma_x^{(0)*} = \sigma_x^{(0)(0)} + \sigma_x^{(0)}; \quad \sigma_y^{(0)*} = \sigma_y^{(0)(0)} + \sigma_y^{(0)}; \quad \tau_{xy}^{(0)*} = \tau_{xy}^{(0)(0)} + \tau_{xy}^{(0)}.\quad (2)$$

Смещения рассматриваются только дополнительные.

Начальные напряжения в кольце S_1 полагаются равными нулю, т.е. вес обделки не учитывается.

Таким образом, граничные условия поставленной задачи для определения дополнительных напряжений и смещений принимают вид:

— на границе L'_0 :

$$\sigma_{\tilde{y}}^{(0)} = 0; \quad \tau_{\tilde{x}\tilde{y}}^{(0)} = 0;\quad (3)$$

— на контуре L_0 :

$$\begin{cases} \sigma_r^{(1)} = \sigma_r^{(0)} + \sigma_r^{(0)(0)}, & \tau_{r\theta}^{(1)} = \tau_{r\theta}^{(0)} + \tau_{r\theta}^{(0)(0)}, \\ u_{\tilde{x}}^{(1)} = u_{\tilde{x}}^{(0)}, & u_{\tilde{y}}^{(1)} = u_{\tilde{y}}^{(0)}, \end{cases}\quad (4)$$

— на контуре L_1 :

$$\sigma_r^{(n)} = 0; \quad \tau_{r\theta}^{(n)} = 0.\quad (5)$$

Здесь $\sigma_{\tilde{y}}^{(0)}$, $\tau_{\tilde{x}\tilde{y}}^{(0)}$ — соответственно дополнительные нормальные и касательные напряжения на прямолинейной границе L'_0 , $u_{\tilde{x}}^{(j)}$, $u_{\tilde{y}}^{(j)}$ — смещения точек областей

S_j ($j = 0,1$) в декартовой системе координат; $\sigma_r^{(j)}$, $\tau_{r\theta}^{(j)}$ ($j = 0,1$) — соответственно радиальные и касательные напряжения в точках областей S_j ($j = 0,1$) в полярной системе координат.

После отнесения всех геометрических характеристик к величине радиуса R_0 и введения комплексных потенциалов $\tilde{\varphi}_j(z)$, $\tilde{\psi}_j(z)$ ($j = 0,1$) характеризующих напряженно-деформированное состояние областей S_j ($j = 0,1$) и связанных с напряжениями и смещениями формулами Колосова-Мусхелишвили [2], поставленные задачи теории упругости сводятся к соответствующим краевым задачам теории аналитических функций комплексного переменного при следующих граничных условиях:

$$\tilde{\varphi}_0(t) + t\overline{\tilde{\varphi}'_0(t)} + \overline{\tilde{\psi}_0(t)} = 0, \text{ на } L'_0; \quad (6)$$

$$\tilde{\varphi}_{j+1}(t) + t\overline{\tilde{\varphi}'_{j+1}(t)} = \tilde{\varphi}_j(t) + t\overline{\tilde{\varphi}'_j(t)} + \overline{\tilde{\psi}_j(t)} + f(t), \text{ на } L_0; \quad (7)$$

$$\kappa_{j+1}\tilde{\varphi}_{j+1}(t) - t\overline{\tilde{\varphi}'_{j+1}(t)} - \overline{\tilde{\psi}_{j+1}(t)} = \frac{\mu_{j+1}}{\mu_j} \left(\kappa_j \tilde{\varphi}_j(t) - t\overline{\tilde{\varphi}'_j(t)} - \overline{\tilde{\psi}_j(t)} \right);$$

$$\tilde{\varphi}_1(t) + t\overline{\tilde{\varphi}'_1(t)} + \overline{\tilde{\psi}_1(t)} = 0, \text{ на } L_1, \quad (8)$$

где

$$\kappa_j = 3 - 4\nu_j, \quad \mu_j = \frac{E_j}{2(1+\nu_j)}, \quad (j = 0,1) \quad t = \begin{cases} x + ih & \text{на } L'_0 \\ \sigma & \text{на } L_0 \\ r_1\sigma & \text{на } L_1 \end{cases}, \quad (9)$$

$x = \frac{\tilde{x}}{R_0}$, $h = \frac{H}{R_0}$, $r_1 = \frac{R_1}{R_0}$, $\sigma = e^{i\theta}$ — точка единичной окружности.

Функция $f(t)$ определяется выражением

$$f(t) = i \int_0^s (X_n^{(0)} + iY_n^{(0)}) ds = -\frac{\gamma R_0^2}{2} \left\langle \left\{ h \left[(1+\lambda)t + (1-\lambda)t^{-1} \right] \cos \beta - 2it^{-1} \sin \beta \right\} + \right. \\ \left. + \frac{i}{2} \left[\left(\frac{1+\lambda}{2} t^2 - \frac{1-\lambda}{2} t^{-2} \right) \cos \beta + it^{-2} \sin \beta \right] - ie^{-i\beta} \ln t \right\rangle.$$

Комплексные потенциалы $\tilde{\varphi}_j(z)$, $\tilde{\psi}_j(z)$ ($j = 0,1$), с учетом того, что главный вектор действующих сил отличен от нуля, представляются в виде:

$$\tilde{\varphi}_j(z) = \varphi_j^*(z) + \lambda_{j,0} \frac{iK}{1 + \kappa_0} \left[\ln z + \kappa_0 \ln(z - 2ih) \right]; \quad (10)$$

$$\tilde{\psi}_j(z) = \psi_j^*(z) - \lambda_{j,0} \frac{i\bar{K}}{1 + \kappa_0} \left[\ln z + \kappa_0 \ln(z - 2ih) \right],$$

где $K = \frac{\gamma R_0^2}{2} e^{-i\beta}$, $\lambda_{l,m} = \begin{cases} 1 & \text{при } l = m \\ 0 & \text{при } l \neq m \end{cases}$, $\varphi_j^*(z)$, $\psi_j^*(z)$ — функции, регулярные в соответствующих областях S_j ($j = 0, 1$).

Решения поставленных контактных задач получены на основе аналитического продолжения комплексных потенциалов $\tilde{\varphi}_0(z)$, $\tilde{\psi}_0(z)$, регулярных в области S_0 (нижняя полуплоскость с отверстием), в верхнюю полуплоскость \bar{S}_0 через наклонную прямолинейную границу L'_0 , путем введения новых функций $\varphi_0(z)$, $\psi_0(z)$, регулярных вне контура L_0 в полной плоскости, отыскиваемых в виде:

$$\varphi_0(z) = \sum_{k=1}^{\infty} c_k^{(1)(0)} z^{-k}; \quad \psi_0(z) = \sum_{k=0}^{\infty} c_k^{(2)(0)} z^{-k}. \quad (11)$$

В результате удается построить хорошо сходящийся итерационный процесс, при котором в каждом приближении решается задача для многослойного кольца, подкрепляющего отверстие в полной плоскости $S_0 + \bar{S}_0$, при следующих граничных условиях:

$$\tilde{\varphi}_1(\sigma) + \overline{\sigma \tilde{\varphi}'_1(\sigma)} + \overline{\tilde{\psi}_1(\sigma)} = \tilde{\varphi}_0(\sigma) + \overline{\sigma \tilde{\varphi}'_0(\sigma)} + \overline{\tilde{\psi}_0(\sigma)} + \sum_{k=1}^{\infty} L_k^{(1)} \sigma^{-k} + \sum_{k=0}^{\infty} L_k^{(3)} \sigma^k; \quad (12)$$

$$\alpha_1 \tilde{\varphi}_1(\sigma) - \overline{\sigma \tilde{\varphi}'_1(\sigma)} - \overline{\tilde{\psi}_1(\sigma)} = \frac{\mu_1}{\mu_0} [\alpha_0 \tilde{\varphi}_0(\sigma) - \overline{\sigma \tilde{\varphi}'_0(\sigma)} - \overline{\tilde{\psi}_0(\sigma)}] + \sum_{k=1}^{\infty} L_k^{(2)} \sigma^{-k} + \sum_{k=0}^{\infty} L_k^{(4)} \sigma^k;$$

$$\tilde{\varphi}_1(r_1 \sigma) + r_1 \overline{\sigma \tilde{\varphi}'_1(r_1 \sigma)} + \overline{\tilde{\psi}_1(r_1 \sigma)} = 0. \quad (13)$$

Входящие в правые части граничных условий (12) комплексные ряды с коэффициентами $L_k^{(l)}$ ($l = 1, \dots, 4$; $k = 1, \dots, \infty$), уточняемыми на основе предыдущих приближений, отражают как внешние воздействия, так и влияние наклонной границы L'_0 , и определяются формулами:

$$L_k^{(1)} = (k+2) \overline{C_{k+2}^{(3)}} + \overline{C_k^{(4)}} - \lambda_{k,1} h [2i \sin \beta - (1-\lambda) \cos \beta] + \lambda_{k,2} \left[\frac{i}{2} (1-\lambda) \cos \beta + \sin \beta \right]$$

$$L_k^{(2)} = -\frac{\mu_1}{\mu_0} \left[(k+2) \overline{C_{k+2}^{(3)}} + \overline{C_k^{(4)}} \right]; \quad (14)$$

$$L_k^{(3)} = \left[(k+2) \overline{C_{k+2}^{(3)}} + \overline{C_k^{(4)}} \right] - \lambda_{k,1} h (1+\lambda) \cos \beta + \lambda_{k,2} \left[\left(\frac{1}{1+\alpha_0} - \frac{1+\lambda}{4} \right) i \cos \beta - \frac{1}{1+\alpha_0} \sin \beta \right]$$

$$L_k^{(4)} = \frac{\mu_1}{\mu_0} \left[\alpha_0 C_k^{(3)} - \delta_{3,k} (k-2) \overline{C_k^{(3)}} \right].$$

Здесь коэффициенты $C_k^{(l)}$ ($l = 3, 4$; $k = 1, \dots, \infty$) представляются в форме

$$C_k^{(3)} = c_k^{(3)(0)} + \tilde{c}_k^{(3)(0)}; \quad C_k^{(4)} = c_k^{(4)(0)} + \tilde{c}_k^{(4)(0)}, \quad (15)$$

при этом коэффициенты $c_k^{(3)(0)}$, $c_k^{(4)(0)}$ определяются на основе выражений, полученных И.Г.Арамановичем [3]:

$$\begin{aligned} c_k^{(3)(0)} &= \sum_{n=0}^{\infty} \left[\delta_{0,k} n \overline{c_n^{(1)(0)}} I_{k-1,n+1} - \overline{c_n^{(2)(0)}} I_{k,n} \right], \\ c_k^{(4)(0)} &= \sum_{n=1}^{\infty} \left\langle \delta_{0,k} n(n+1) \overline{c_n^{(1)(0)}} I_{k-1,n+1} - \left[(n+1) \overline{c_n^{(1)(0)}} + n \overline{c_n^{(2)(0)}} \right] I_{k,n} \right\rangle, \end{aligned} \quad (16)$$

где $I_{m,k} = (-1)^{-k} \frac{(k+n-1)!}{(k-1)!n!} \frac{i^{k-n-2}}{(2h)^{n+k}}$.

В свою очередь коэффициенты $\tilde{c}_k^{(3)(0)}$, $\tilde{c}_k^{(4)(0)}$ ($k=1, \dots, \infty$) определяются по формулам

$$\tilde{c}_k^{(3)(0)} = \frac{h}{1+\alpha_0} p_k \left(\overline{K} + \alpha_0 \frac{2K}{k} \right); \quad \tilde{c}_k^{(4)(0)} = \frac{Kh}{1+\alpha_0} p_k \left(1 + \frac{2}{k} \right), \quad (17)$$

где $p_k = \frac{(-1)^k i^{k+1}}{(2h)^{k+1}}$, ($k=1, \dots, \infty$).

Решение рассматриваемой на каждом шаге итерационного процесса задачи для кругового кольца, подкрепляющего отверстие в полной плоскости $S_0 + \bar{S}_0$, при граничных условиях (13), (14) получено в замкнутом виде относительно неизвестных $c_k^{(1)(0)}$ ($k=1, \dots, N$), $c_k^{(2)(0)}$ ($k=1, \dots, N+2$) так же, как в работе [4].

Таким образом, итерационный процесс решения исходной задачи для кольца в весоной полуплоскости, имеющей наклонную границу, организован следующим образом: в нулевом приближении полагаются $c_k^{(3)(0)} = 0$ ($k=1, \dots, N+2$), $c_k^{(4)(0)} = 0$ ($k=1, \dots, N$) и по формулам (16), (18) находятся соответствующие коэффициенты $C_k^{(3)}$, $C_k^{(4)}$. Далее по формулам (15) вычисляются величины $L_k^{(p)}$ ($p=1,2; k=1, \dots, N$), $L_k^{(p)}$ ($p=3,4; k=1, \dots, N+2$), и из замкнутого решения [3] определяются коэффициенты $c_k^{(1)(0)}$ ($k=1, \dots, N$), $c_k^{(2)(0)}$ ($k=1, \dots, N+2$). После этого по формулам (17) находятся величины $\tilde{c}_k^{(3)(0)}$ ($k=1, \dots, N+2$), $\tilde{c}_k^{(4)(0)}$ ($k=1, \dots, N$) и, наконец, с использованием формул (16), (18) — значения коэффициентов $C_k^{(3)}$ ($k=1, \dots, N+2$), $C_k^{(4)}$ ($k=1, \dots, N$) в следующем приближении. Найденные коэффициенты используются для определения величин $L_k^{(p)}$ и соответствующих коэффициентов $c_k^{(j)(0)}$ ($j=1,2$) на следующем шаге итераций. Описанный процесс продолжается до тех пор, пока отличия коэффициентов $c_k^{(1)(0)}$ ($k=1, \dots, N$), $c_k^{(2)(0)}$ ($k=1, \dots, N+2$), полученных в двух последующих приближениях, не становятся меньше заданной величины (например, $\varepsilon = 10^{-6}$).

Далее определяются коэффициенты разложений комплексных потенциалов $\tilde{\varphi}_1(z)$, $\tilde{\psi}_1(z)$, характеризующих напряженно-деформированное состояние кольца S_1 , моделирующего крепь выработки.

Напряжения в области S_1 определяются по формулам Колосова-Мусхелишвили, а напряженное состояние полубесконечной среды S_0 , моделирующей горный склон, —

по формулам И.Г.Арамановича. При этом для определения полных напряжений в массиве склона к найденным дополнительным напряжениям добавляются начальные напряжения (1).

Описанное решение задачи теории упругости положено в основу разработанного аналитического метода расчета крепи круговых горных выработок, сооружаемых вблизи бортов глубоких карьеров или горных склонов.

Указанный метод реализован в виде полного алгоритма и соответствующего компьютерного программного обеспечения, позволяющего производить расчеты подземных конструкций с учетом влияния угла наклона дневной поверхности как в исследовательских целях, так и при практическом многовариантном проектировании.

Ниже в качестве иллюстрации приводятся результаты расчета конкретного примера при следующих исходных данных: $\beta = 45^\circ$, $R_0 = 3$ м, $R_1 = 2,8$ м; $H = 5$ м; $E_0 = 1350$ МПа; $\nu_0 = 0,35$; $E_1 = 27000$ МПа; $\nu_1 = 0,2$ $\gamma = 0,02$ МН/м³; $\lambda = 0,6$; $\alpha^* = 0,64$.

На рис. 2 а, б изображены расчетные эпюры нормальных тангенциальных напряжений σ_θ , МПа, возникающих на внутреннем (а) и внешнем (б) контурах рассмотренной конструкции.

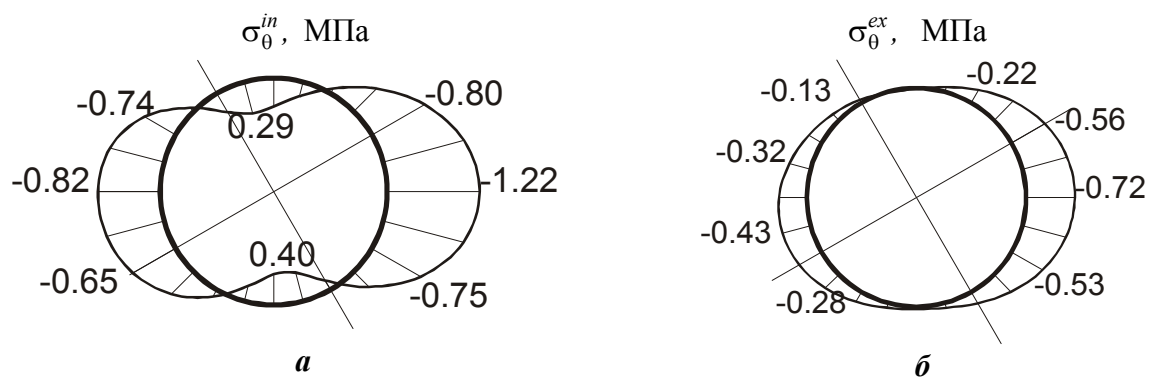


Рис.2. Эпюры нормальных тангенциальных напряжений σ_θ , МПа на внешнем (а) и внутреннем (б) контурах поперечного сечения обделки от действия собственного веса пород

В заключение следует отметить, что при расчетах крепи выработок, сооружаемых вблизи бортов глубоких карьеров, в соответствии с разработанным методом не накладывается никаких ограничений как на величину угла наклона горного склона, так и на расстояние от оси выработки до земной поверхности.

Библиографический список

1. Булычев Н.С. От гипотез горного давления к теории расчета подземных сооружений. Труды юбилейной научно-практической конференции: «Подземное строительство на рубеже XXI века. Итоги и перспективы». — Москва 15–16 марта 2000 г. Тоннельная Ассоциация России, 2000. — С. 105–111.
2. Мухелишвили Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. — М.: Наука, 1966. — 707 с.
3. Араманович И.Г. О распределении напряжений в упругой полуплоскости, ослабленной подкрепленным круговым отверстием. Дис... канд. физ.-мат. наук. — М., 1955. — 104 с.
4. Fotieva N.N., Bulychov N.S., Sammal A.S. Design of shallow tunnel linings/Prediction and Performance in Rock Mechanics and Rock Engineering. EUROCK'96/Torino/Italy. — A.A.Balkema, Rotterdam, Brookfield. — P. 677–680.

© Фотиева Н.Н., Саммаль А.С., Булычев Н.С., 2006

Prof. Ing. Vlastimil Hudeček, CSc., Ing. Petr Urban, Ph.D., Ing. Petr Michalčík Czech Republic, VŠB — Technical University of Ostrava

EXPERIENCE OF SEAM RECLASSIFYING INTO THE CATEGORY WITH THE LOWER DEGREE OF COAL AND GAS OUTBURST HAZARD

Many regions are historically connected with the mining of hard coal of highest quality. The mining transfers into areas considerably tectonically disturbed and into areas with numerous anomalous manifestations of the rock mass.

As for this wide range of problems, I paid attention to the problems associated with a complicated geomechanical event, i.e. coal and gas outbursts. In the contribution I summarised the existing knowledge of various aspects of forecasting the coal and gas outbursts and indicated possible methods of reclassifying already classified seams into the category with the lower degree of hazard.

Introduction

It is solid fuels that continue to be the decisive source of our fuel and energy base. The next development of coal reserves in underground mining is connected with the solving of mining and geological conditions, under which these reserves occur. These problems concern great depths, rockbursts and worsened geological conditions. One of the most serious hazards to labour safety in underground mines is represented by coal and gas outbursts. Although by closing uneconomical mines in the Czech Republic the number of localities with a hazard of some anomalous events has been diminished, risks associated with these events still exist.

In my article I summarised the knowledge obtained from driving and mining under conditions with a hazard of coal and gas outbursts in the area of forecasting this event.

1. Forecasting of Coal and Gas Outbursts in the Czech Republic

Forecasting serves the classifying of seams and workplaces. The classifying of seams is carried out on the following basis:

Forecasting done in the course of development works

Local forecasts (local forecast tests, special long boreholes for forecasting purposes); according to their results the seam (workplace) is placed in an adequate category of hazard:

- without hazard
- with hazard - 1st degree of hazard
- 2nd degree of hazard.

The result of the local forecast test (LFT) is the determination of indicators of limit values of the 1st and the 2nd order, according to which the classifying is performed:

indicators of the 1st order

- gas pressure;
- initial desorption velocity;
- initial gas production.

indicators of the 2nd order

- the coefficient of seam thickness variability;
- the initial velocity of desorption into the vacuum;
- the indicator of coal breakability.

The result of special long forecasting boreholes (SLFBs) is the determination of indicators (limit values), according to which the classifying is performed:

Indicators of:

- gas pressure;
- initial desorption velocity;
- initial gas production;
- desorbable gas content.

A workplace is usually assigned to the category with the same hazard degree as the seam. A mine working driven in the seam placed in the category with the 2nd hazard degree may be included into the category with the outburst hazard of the 1st degree merely on the basis of equal results of the evaluation of at least two local forecast tests. Diagrams of conducting the LFTs for the face No. 084 362/2 and the SLFBs for the face No. 059 521/11 are presented in Figs. 1 and 2.

2. Face Reclassifying

In the following part of forecasting, an example of the procedure for reassigning the face No. 059 521/1 in a part of the seam 059 (16) from the category with the 2nd degree to that with the 1st degree of coal and gas outburst hazard is given.

The face No. 059 521/1 illustrated in Fig. 2 is delimited by the haulage entry No. 059 5131, 0–380 m stationing, the initial connecting entry of the face No. 059 8521/2, 0–175 m stationing, the return airway No. 059412, 0–503 m stationing, and the plane of the crosscut No. 2021.

The reclassifying was conditioned by favourable values of the local and continuous forecasts and gas conditions in the area and was performed on the basis of experience from mining in the adjacent face No. 059 521.

By evaluating the continuous forecast, values of measured indicators given in Table No. 1 were acquired. The average values of the indicator of gas pressure show with all the mentioned mine workings values placing the mine workings in the category with the 1st degree of coal and gas outburst hazard (henceforth referred to as CGO). The maximum values of the indicator of gas pressure and the values of the indicator of initial desorption velocity (average and maximum) correspond to values assigning the mine workings to the category without CGO hazard (WH).

In the worked out face No. 059 521 classified into the category with the 2nd degree of CGO hazard, altogether 2386 measurements of continuous forecast were taken. The maximum gas pressure was 130 kPa, the maximum value of initial desorption velocity was $1.5 \text{ cm}^3 (10 \text{ g.35s})^{-1}$. The average value of gas pressure was 18.4 kPa and the average value of initial desorption velocity was $0.61 \text{ cm}^3 (10 \text{ g.35 s})^{-1}$. These values also support the reassigning of the face No. 059 521/1 to the category with the 1st CGO hazard degree.

The local forecast was made by measuring in the special long forecasting boreholes. By measurement, maximum values of long-term desorption, initial desorption velocities, gas pressure and initial gas production are determined in each full metre of the special long forecasting borehole. The forecasting boreholes have a diameter of 42 mm and are drilled by a spiral rod in the seam. The measurement is carried out to the depth of 10 m. The measurements were taken from 14 SLFBs drilled from the mine working No. 059 5131 orientated towards the face block No. 059 521/1 (see Fig. 2). Results of the special long forecasting boreholes are given in Table No. 2.

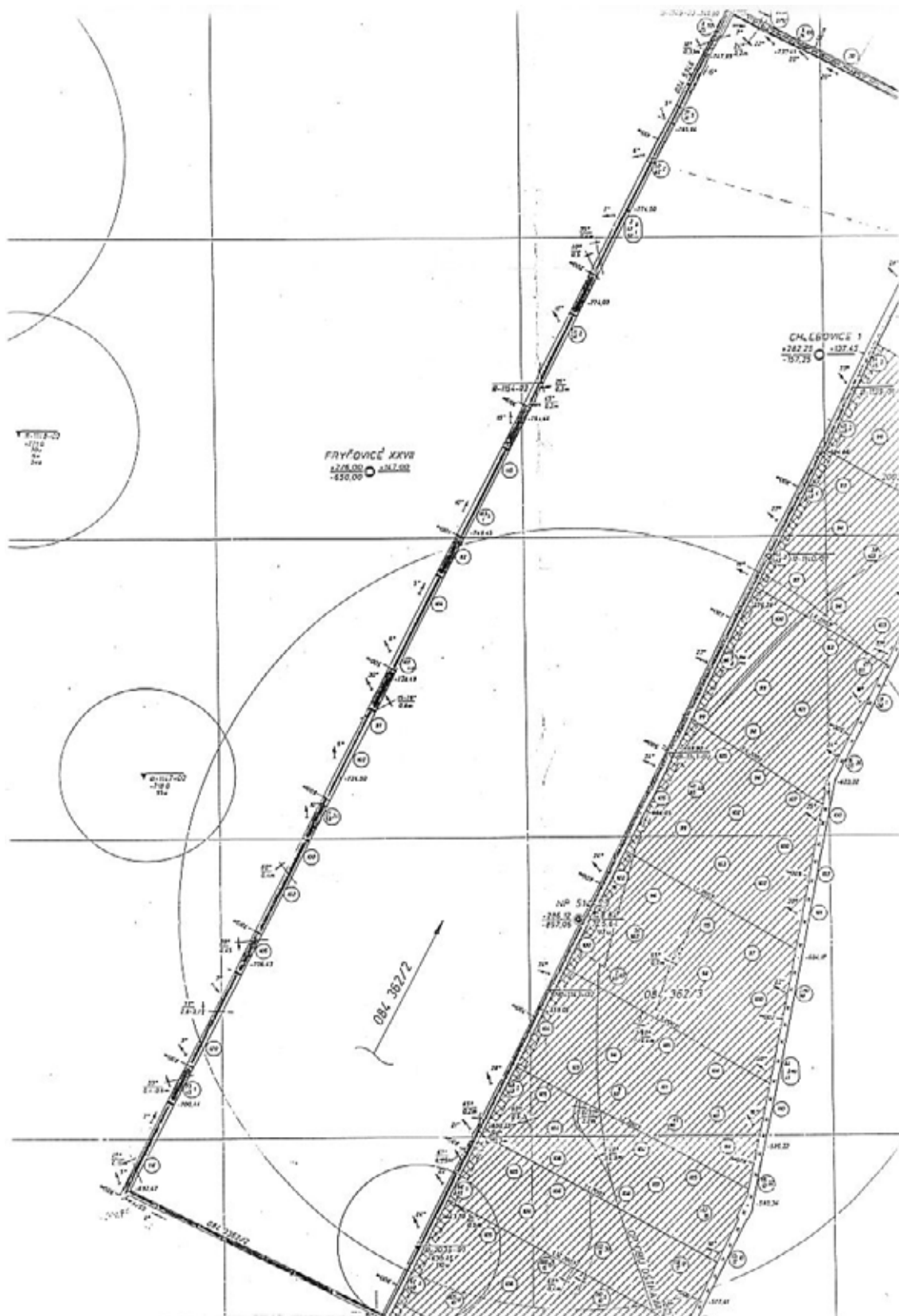


Fig. 1. Diagram of conducting the local forecast tests (LFTs) in the face No. 084 362/2

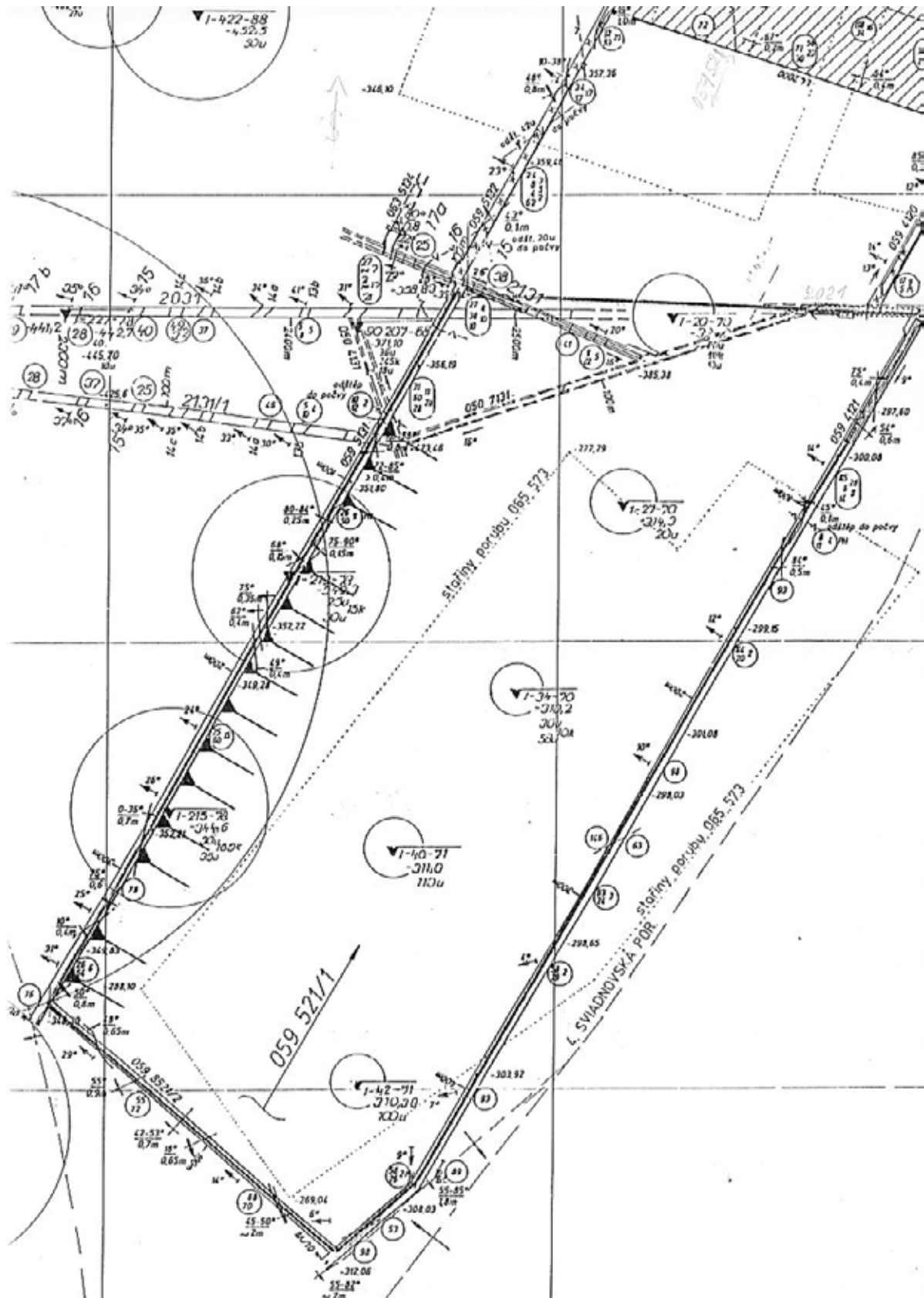


Fig. 2. Diagram of drilling special long forecasting boreholes (SLFBs) in the face No. 059 521/1

Table 1. Continuous forecast values

		Entry No. 059 5131	Entry No. 059 4121	Connecting entry 059 8521/2
Average value of gas pressure indicator	kPa	86 (1 st degree)	86 (1 st degree)	77 (1 st degree)
Maximum value of gas pressure indicator	kPa	120 (WH)	130 (WH)	120 (WH)
Average value of indicator of initial desorption velocity	cm ³ (10g.35s) ⁻¹	0.74 (WH)	0.68 (WH)	0.63 (WH)
Maximum value of indicator of initial desorption velocity	cm ³ (10g.35s) ⁻¹	1.1 (WH)	1.2 (WH)	1.s1 (WH)

Table 2. Results of SLFBs in the mine working No. 0595131

SLFB stationing	Pressure	Classification category	Initial desorption velocity	Class. category	Gas production	Class. category	Q_{RH}	Class. category
			cm ³ (10g.35s) ⁻¹		l.min ⁻¹		m ³ .t ⁻¹	
M	kPa							
67	10	WH	0.1	WH	0.1	WH	0.01	WH
87	0	WH	0.01	WH	0	WH	0	WH
106	0	WH	0.01	WH	0	WH	0	WH
143	10	WH	0.01	WH	0.1	WH	0.01	WH
161	40	WH	0.14	WH	0.9	WH	0.05	WH
179	0	WH	0.03	WH	0	WH	0	WH
194	80	WH	0.06	WH	0.4	WH	0.01	WH
215	0	WH	0.05	WH	0	WH	5.3	WH
223	70	WH	1.6	WH	0.7	WH	1.69	WH
248	30	WH	0.06	WH	0.5	WH	0.04	WH
268	40	WH	0.06	WH	0.5	WH	0.02	WH
284	50	WH	0.1	WH	0.7	WH	0.05	WH
334	120	WH	0.36	WH	0.9	WH	0.35	WH
350	50	WH	0.18	WH	0.4	WH	0.05	WH

The evaluation of particular SLFB parameters was carried out by using the highest found values of particular measured and calculated parameters. In all the SLFBs the values of gas pressure (p) are less than 130 kPa, the initial desorption velocity (V_1) ranges from 0 to 1.6 cm³ (10 g.35 s)⁻¹, the initial gas production (q) moves in the range from 0 to 0.9 l.min⁻¹ and the desorbable gas content (Q_{RH}) does not exceed 5.3 m³.t⁻¹.

The found results of all the indicators in the special long forecasting boreholes drilled in the framework of local forecast makes it possible to place a part of the seam in the category with the lower degree of CGO hazard.

3. Continuous Forecast

Continuous forecasting is made in the course of driving and mining in the workplaces belonging to the category with the 1st and the 2nd degree of hazard. It consists in the measurement of the following:

- gas pressure (p)
- initial desorption velocity (V_1)

— relative changes in the seam thickness (z).

The gas pressure is measured in the three-metre forecasting boreholes (in long mine workings they are drilled from the face with the deflection of 30° from the axis of the mine working, in the longwalls then perpendicularly to the pillar). Measurements are made by the Engler probe (packer) in the space of the borehole before the packer 1.8 m long. The probe has a length of 1.2 m. The indicator of gas pressure expresses the pressure of free gas in the zone in front of the mine working in kPa.

The initial desorption velocity is measured from the drill cuttings taken from the last 20 cm section of the forecasting borehole. The cuttings are treated on the double sieve to the prescribed fraction of 0.5–0.8 mm within 35 seconds from the beginning of taking the cuttings. Measurements are made by desorbometers (isochoric and isobaric types) and take other 35 seconds. The indicator of initial desorption velocity expresses a value of desorbed amount of gas from the 10 g sample in the duration of 35 seconds. The measurement result is expressed by a value in $\text{cm}^3 (10 \text{ g} \cdot 35 \text{ s})^{-1}$.

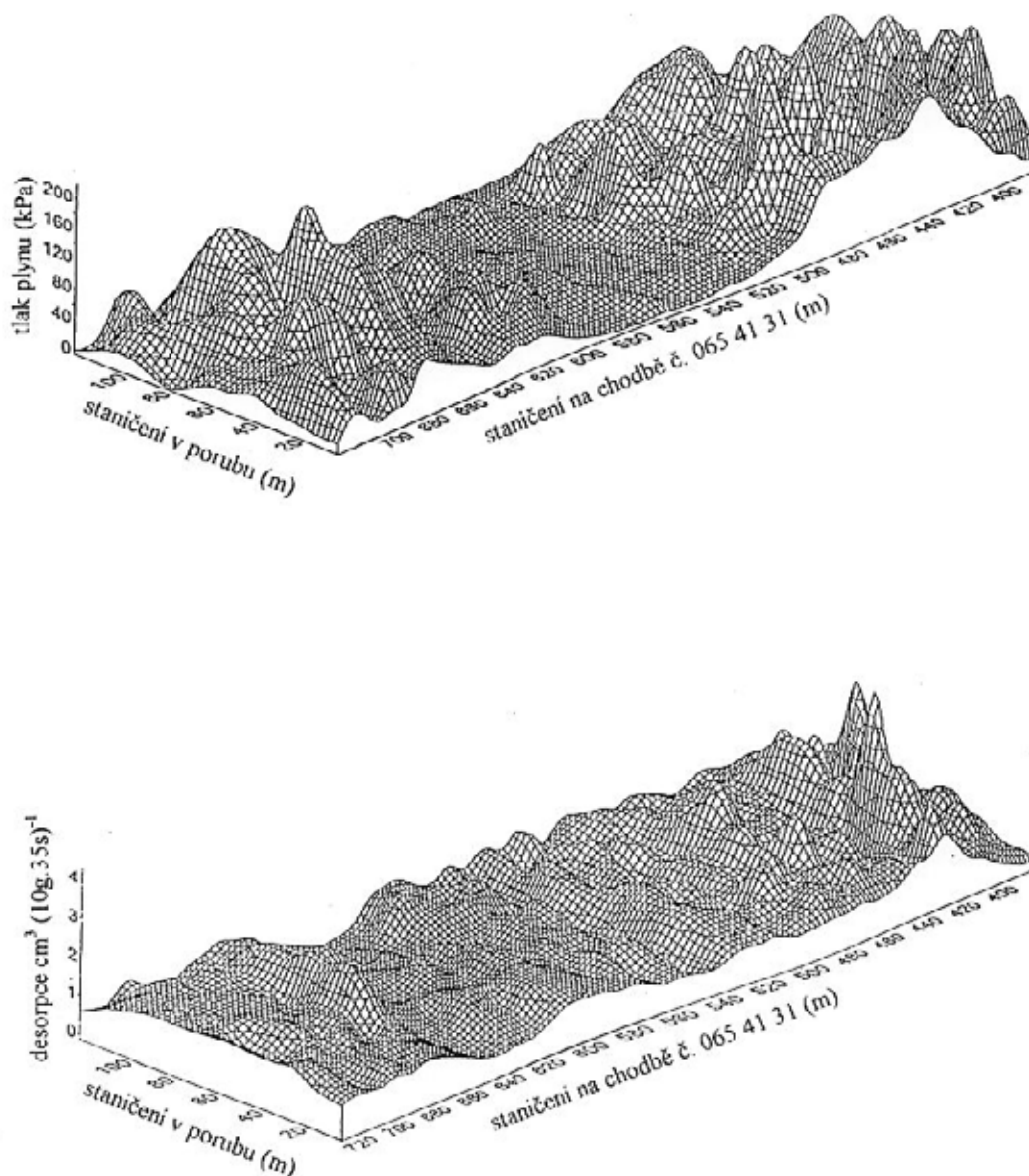


Fig. 3. Graphical processing the results of parameters of continuous forecast in the face No. 065 567

The relative change in thickness is a difference between the maximum and the minimum thickness related to the product of thickness x and the shortest ground distance between the maximum and the minimum thickness l :

$$Z = \frac{m_{max} - m_{min}}{m_{max} \cdot l}, \quad (1)$$

where m_{max} — maximum seam thickness [m]; m_{min} — minimum seam thickness [m]; l — the shortest distance between the maximum and the minimum [m].

An example of graphical processing the results of parameters of continuous forecast in the face No. 065 567 from the Paskov Mine is illustrated in Fig. 3.

Conclusion

It follows from the presented data that a risk of outburst origin when driving mine workings and mining faces is determined on the basis of forecasting that consists in the measurement of chosen gaseous properties of the seam. The susceptibility of the seam to outbursts in the given point is verified by measuring the forecast parameters and by comparing the measured values with the set “critical” values.

However, the critical parameters do not take into account many other factors that affect them directly. It is a case of influencing the forecast parameters by an increase in the geostatic stress associated with mining at greater depths and by influences of additional stresses of various origin. The validity of these “critical” values must be verified on the basis of analysis of available parameters, which is the present task of research on this area.

The article was written thanks to financial support given to the grant project GAČR No.105/05/0013.

References

1. **Hudeček, V.:** Problems of outbursts of coal and gases in the Ostrava — Karviná Mines Company, III. Szkola geomechaniky, Polsko, 1997. — P. 53–61.
2. **Hudeček, V., Pintzker, V.:** Solving the problems of outbursts of coal and gases in the Paskov Mine, partial enterprise, Staříč plant, Mine Planning and Equipment Selection. — Ostrava, 1997. — P. 309–313.
3. **Hudeček, V., Smékal, M., Žurek, P.:** Sledování plynopropustnosti a migrace plynu měřením koncentrace helia na vývrtech větší délky než 3 m. Conference “Průtrže na dolech v ČSSR“, Ostrava, 1987.
4. **Hudeček, V.:** Rozbor průtrží uhlí a plynů v Ostravsko-karvinském revíru s možností zdokonalení metod prognózy a prevence průtrží uhlí a plynů. CSc preparation thesis, Ostrava, 1989.
5. **Lát, J., Hudeček, V. et al.:** Využití nových metod prognózy a prevence nebezpečí průtrží v podmínkách Dolu Paskov s cílem zařazení ker. HS 690, Ostrava, 1987.
6. **Lát, J., Hudeček, V.:** Návrh podmínek pro zavedení ražby kombajny ve slojích s nebezpečím průtrží. HS 698, Ostrava, 1987.
7. **Lát, J.:** Řešení problematiky dobývání uhelných slojí malé a střední mocnosti ve složitých důlně-geologických podmínkách. DSc thesis. VŠB Ostrava, 1987.
8. **Lát, J., Hudeček, V. et al.:** Vhodné způsoby ražení otvirkových a přípravných děl z hlediska proti-průtržového boje v podmínkách Dolu Frenštát. Report HS 8/1988, VŠB Ostrava, 1988.
9. **Lát, J., Hudeček, V. et al.:** Posouzení možností použití razícího kombajnu ve slojích nebezpečných průtržemi uhlí a plynů na Dole Jan Šverma, k.p., HS 413/1986, VŠB Ostrava, 1986.
10. **Lát, J., Hudeček, V., Čech, J.:** Výzkum metod prognózy a prevence průtrží uhlí a plynů u razících kombajnů — II. etapa. In: HS 688/1987, Ostrava, 1987.
11. **Lát, J., Hudeček, V. et al.:** Výzkum použití matematického modelu predispozice plynodynamických jevů za účelem specifické prognózy. Processed for VVUÚ Ostrava-Radvanice, phases 3/1986 and 7/1986.
12. **Lát, J., Miček, D.:** Využití výpočetních metod k řešení problematiky plynodynamických jevů v hlubinných dolech. In: Časopis Uhlí/3/39/1991, Praha. — P. 62–68.

© *Vlastimil Hudeček, Petr Urban, Ph.D., Petr Michalčík, 2006*

УДК 622.83:622.273:624.131

НЕГРЕЙ С.Г. асс., КАСЬЯН Н.Н. докт.техн.наук (ДонНТУ)

РАСЧЕТ НЕОБХОДИМОЙ ВЕЛИЧИНЫ МЕХАНИЧЕСКОГО ОТПОРА ВЫДАВЛИВАНИЮ ПОРОД ПОЧВЫ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

На основании известных положений теории предельного равновесия сыпучих сред и результатов лабораторных и натурных наблюдений был разработан алгоритм расчета необходимой величины механического отпора выдавливанию пород почвы горной выработки.

В настоящее время до 30% объема поддерживаемых горных выработок на шахтах Украины нуждаются в проведении ремонтных работ. При этом в 70% случаев потеря их устойчивости связана с пучением пород почвы [1, 2]. Если на малых глубинах разработки это явление связывалось с процессом выдавливания слабых глинистых пород из под целиков угля в боках выработки и увеличением объема за счет набухания, то в настоящее время с переходом на большие глубины процесс пучения пород почвы выработок рассматривается как естественный геомеханический процесс разрушения пород в зоне неупругих деформаций и перемещения их в полость выработки [1, 3].

Следует отметить, что в начальный момент при формировании зоны неупругих деформаций наблюдается различный характер разрушения пород в окрестности выработок. Так в боках выработки (подсечные слоистые породы) разрушение пород происходит в виде отрыва и сдвига. В кровле и почве выработок (не подсечные слоистые породы) разрушение пород происходит в виде складкообразования. Процессу складкообразования пород кровли выработок оказывает сопротивление крепь, а процессу складкообразования пород почвы сопротивление оказывает только вес вмещающих ее пород.

Анализ результатов шахтных наблюдений [1, 4] показывает, что за период до 6 мес., реализуется 80–90% общих смещений пород почвы. При этом отмечается резкое уменьшение скорости смещения (в 10–15 раз), что говорит о формировании равновесного состояния системы «породы почвы в полости выработки — породный массив в зоне неупругих деформаций — окружающий породный массив». Нарушение этого равновесия в результате подрывки почвы вызывает резкое увеличение скорости смещения пород. При этом характер смещения пород почвы во времени аналогичен смещениям до проведения подрывки.

Это позволяет сделать вывод о том, что смещающиеся в полость выработки породы почвы своим весом оказывают тормозящее действие на процесс их выдавливания.

Исходя из такого представления механизма пучения пород почвы, на наш взгляд, заслуживает внимания вопрос об определении минимально необходимой величины механического отпора породам почвы, выдавливаемым в полость выработки после ее подрывки.

Учитывая сложность и многофакторность рассматриваемого процесса при решении поставленной задачи используется экспериментально-феноменологический подход. Так как задача решается для условий, когда вокруг выработки уже сформировалась зона разрушенных пород, которая представляет собой дискретную среду, то будет правомерным использование положений теории предельного равновесия для сыпучих сред, развитых В.В.Соколовским [5].

Для постановки задачи были использованы результаты лабораторных и натуральных исследований.

По результатам лабораторных исследований было установлено, что в боках выработки в пределах зоны разрушенных пород при нарушении равновесия в этой зоне в ре-

зультате ведения очистных работ, перекреплений и подрывок в выработке вертикальное давление в пределах ЗРП будет изменяться по закону близкому к линейному, а эпюра давления будет в виде трапеции, причем максимум будет у границы зоны [3] (рис. 1).

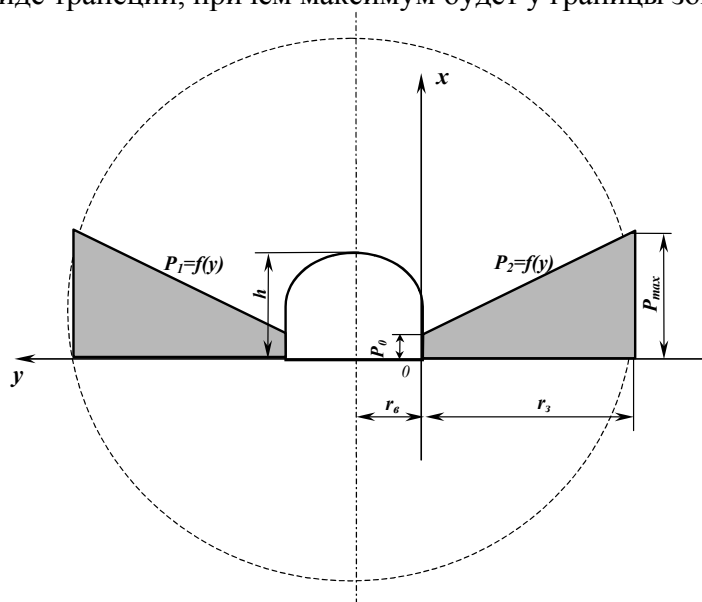


Рис. 1. Схема к определению сжимающих напряжений, возникающих в подстилающих выработку породах в пределах зоны разрушенных пород

Общее выражение изменения вертикального давления на горизонтальную плоскость в пределах ЗРП будет иметь вид

$$P = P_0 + tg \alpha \cdot y, \quad (1)$$

где P_0 — давление у стенки выработки, МПа; α — угол наклона эпюры изменения давления к горизонтальной оси, град.; y — расстояние от стенки выработки до точки определения давления на горизонтальную плоскость (причем y изменяется от 0 до r_3), м.

По результатам структурного моделирования установлено, что

$$\frac{P}{q} = a + b \frac{y}{r_e}, \quad (2)$$

где P — давление на горизонтальную плоскость в пределах ЗРП, МПа; q — давление по периметру ЗРП, возникающее в результате нарушения равновесия в пределах этой зоны, МПа; a, b — поправочные коэффициенты, определяющие характер изменения давления в пределах ЗРП; r_e — радиус выработки, м.

Из выражений (1) и (2) следует

$$P_0 = aq \text{ и } tg \alpha = \frac{bq}{r_e}.$$

Таким образом, используя результаты исследований В.В.Соколовского [5], применительно к нашей задаче, где

$$P = aq + \frac{bq}{r_e} y, \quad (3)$$

можно определить как напряжения от действия этой пригрузки в подстилающих породах, так и нормальные напряжения q^* вдоль положительной полуоси y , при которых

сыпучая среда под действием нормального давления P , заданного вдоль отрицательной полуоси y , сохраняет предельное равновесие, т.е. не будет выпирания (рис. 2).

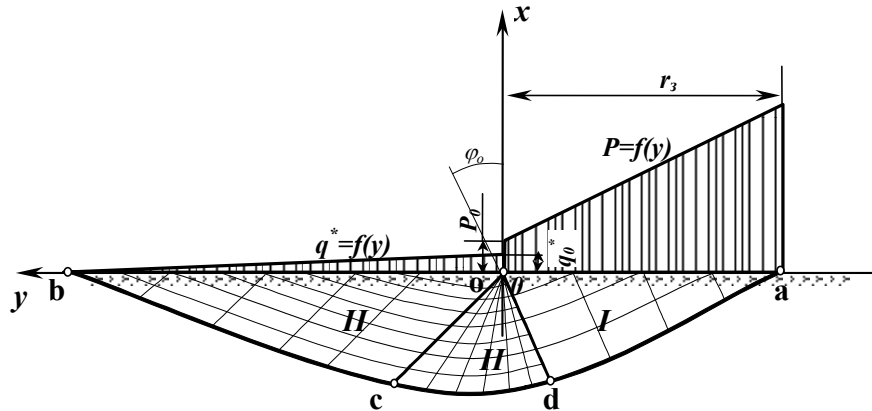


Рис. 2. Схема к определению нормального напряжения q^* вдоль положительной полуоси y

Изначально рассмотрим случай, когда пригрузка будет действовать только с одной стороны выработки.

Нормальное напряжение q_0^* определяется из выражения [5]

$$q_0^* = P_0 \frac{1 - \sin c}{1 + \sin \rho \sin\left(\frac{\pi}{2}\right)} e^{-\pi \operatorname{tg} \rho} - k \operatorname{ctg} \rho \left(1 - \frac{1 - \sin c}{1 + \sin \rho \sin\left(\frac{\pi}{2}\right)} e^{-\pi \operatorname{tg} \rho} \right), \quad (4)$$

где k и ρ — соответственно коэффициент сцепления (МПа) и угол внутреннего трения рассматриваемой среды (рад.).

В том случае, когда нормальное давление в пределах зоны разрушенных пород в боку выработки независимо от расстояния до нее (по линии oa) будет постоянно $P=P_0=P(0)$, то искомое давление на почву выработки (по линии ob) также будет постоянно $q^*=q_0^*$ и определяется выражением (4).

В том случае, когда $p=f(y)$, необходимо определение напряжений в пределах линии ab , учитывая характер пригрузки.

Необходимые расчеты выполняются методом Массо с последовательным решением краевых задач Каши, Гурса и смешанной задачи [5].

Под вопросом остается только размер зоны разрушенных пород r_3 при определенных условиях и величина давления по периметру ЗРП q от нарушения равновесия системы «крепь — ЗРП — окружающий породный массив».

Для определения размера зоны неупругих деформаций при заданных смещениях воспользуемся эмпирической зависимостью, полученной по результатам инструментальных наблюдений Ю.З.Заславским [6], которая имеет вид

$$b = r_g \left(12 \sqrt[3]{\frac{U^2}{r_g^2}} + 0,35 \right), \quad (10)$$

где b — радиус зоны разрушенных пород, м ($b = r_g + r_3$); r_g — радиус выработки, м; U — смещения кровли выработки, м.

Для определения пригрузки по периметру ЗРП воспользуемся результатами исследований [4] и [6].

В работе [4] приведена зависимость коэффициента передачи нагрузки на крепь от фронта разрушения через ЗРП при изменении размера этой зоны

$$k_n = q_k / q = f\left(\frac{b}{r_g}\right), \quad (11)$$

из которой, зная отпор крепи, параметры выработки и зоны разрушенных пород из этой зависимости, можно определить пригрузку по периметру ЗРП.

Нарушение равновесного состояния системы влечет за собой активизацию смещений пород ее контура и, как следствие, увеличение размеров ЗРП и нагрузки на крепь.

Для определения величины изменения нагрузки на крепь воспользуемся зависимостью [6]

$$q_k = 8\gamma^3 \sqrt[3]{r_g U^2}, \quad (12)$$

где γ — объемный вес вмещающих выработку пород, т/м³.

Тогда размер ЗРП и давление на крепь до момента интенсификации смещений от ведения ремонтных либо очистных работ из [6] будут определяться соответственно по формулам:

$$r'_3 = r_g \left[12 \sqrt[3]{\frac{U_1^2}{r_g^2}} - 0,65 \right]; \quad (13)$$

$$q'_k = 8\gamma^3 \sqrt[3]{r_g U_1^2}, \quad (14)$$

где r'_3 — радиус зоны разрушенных пород до ведения ремонтных работ (влияния очистных работ), м; U_1 — смещения кровли выработки до ведения ремонтных работ (влияния очистных работ), м.

После нарушения равновесного состояния пород эти параметры определяются по формулам:

$$r''_3 = r_g \left[12 \sqrt[3]{\frac{(U_1 + U_2)^2}{r_g^2}} - 0,65 \right]; \quad (15)$$

$$q''_k = 8\gamma^3 \sqrt[3]{r_g (U_1 + U_2)^2}, \quad (16)$$

где r''_3 — радиус зоны разрушенных пород после нарушения равновесного состояния пород, м; U_2 — смещения кровли выработки, вызванные нарушением равновесного состояния пород, м.

Таким образом, из (11) и (16) величина пригрузки на внешней границе зоны разрушенных пород, обусловленная нарушением равновесного состояния пород вокруг выработки от проведения подрывки, будет определяться из выражения

$$q = \frac{q''_k}{k_n} = \frac{8\gamma^3 \sqrt[3]{r_g (U_1 + U_2)^2}}{k_n}. \quad (18)$$

По предложенному алгоритму нами были выполнены расчеты для условий типичных преобладающей части шахт Донбасса с использованием результатов натуральных наблюдений в подготовительных выработках шахт «Южнодонбасская №3» и «Лидиев-

ка» ГП «ДУЭК». И для условий конвейерного ходка 4-ой восточной лавы пласта c_{11} шахты «Южнодонбасская №3» необходимая достаточная величина механического отпора выдавливанию пород почвы по результатам расчетов составила 0,0035 МПа (рис. 3), а для условий конвейерного штрека 7 восточной лавы пласта l_8 шахты «Лидиевка» — 0,0009 МПа (рис. 4).

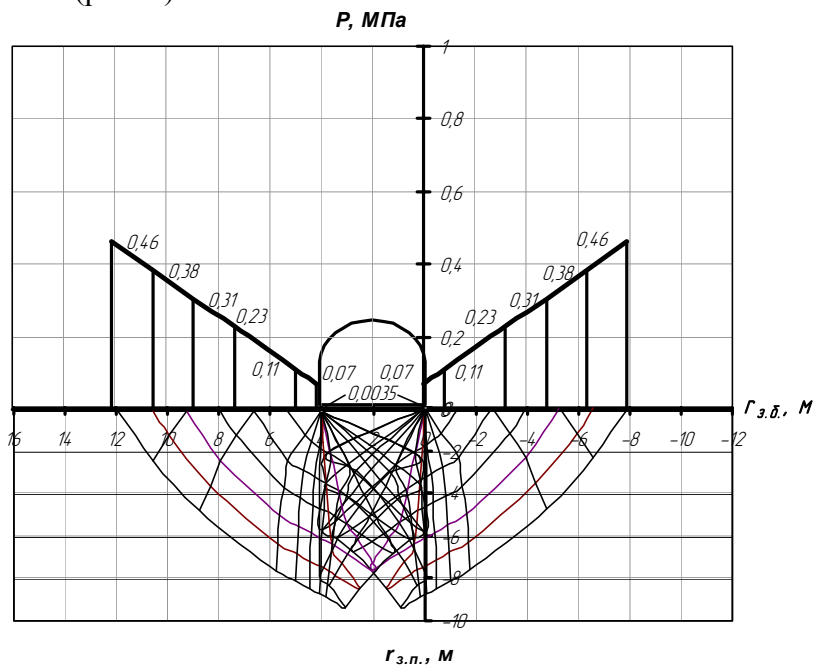


Рис. 3. Схема по определению необходимой величины противодействия выдавливанию пород почвы конвейерного ходка 4-ой восточной лавы пласта c_{11} шахты «Южнодонбасская №3»

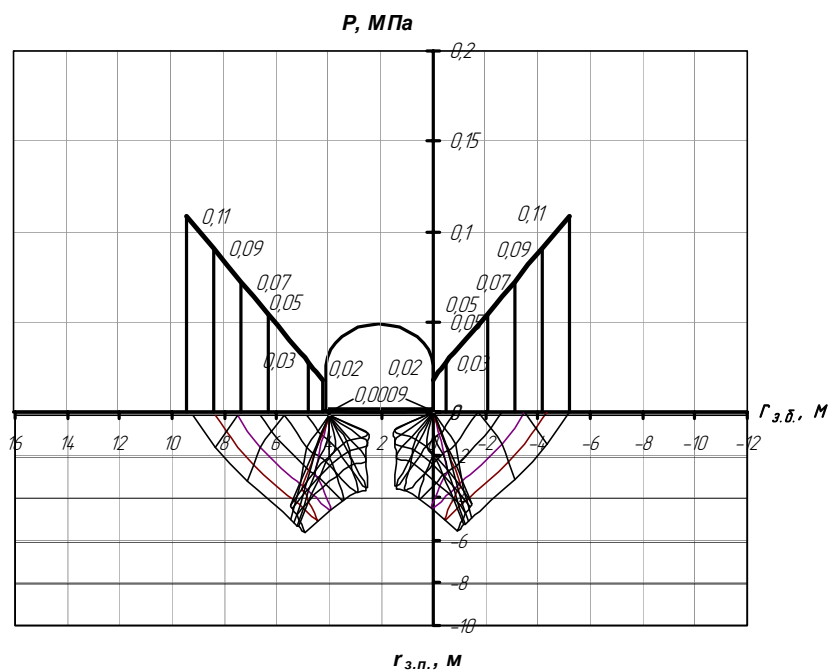


Рис. 4. Схема по определению необходимой величины противодействия выдавливанию пород почвы конвейерного штрека 7 восточной лавы пласта l_8 шахты «Лидиевка»

Таким образом, нами предложен алгоритм по расчету необходимой величины механического отпора выдавливанию пород почвы горной выработки в ее полость, что может послужить основой для разработки и определения параметров способа механического отпора выдавливанию пород почвы выработок.

Кроме того, полученные результаты расчетов подтверждают результаты наших натуральных и лабораторных исследований [3] о том, что сравнительно небольшими усилиями возможно предотвратить выдавливание пород почвы выработки.

Библиографический список

1. **Зубов В.П., Чернышков Л.Н., Лазченко К.Н.** Влияние подрывок на пучение пород в подготовительных выработках // Уголь Украины, 1985. — №7. — С. 15–16.
2. **Соловьев Г.И., Негрей С.Г.** Об особенностях пучения почвы выемочных выработок в условиях шахты «Южнодонецкая» №3 // Изв. Донецкого горного института, 1999. — № 3. — С. 38–42.
3. **Негрей С.Г.** О возможности предотвращения повторного пучения пород почвы горных выработок после их подрывки // Вісті Донецького гірничого інституту, 2005. — № 2. — С. 65–68.
4. **Сучасні проблеми проведення та підтримання гірничих виробок глибоких шахт / Під заг. ред. С.В.Янко.** — Донецьк: ДУНВГО, 2003. — 256 с.
5. **Соколовский В.В.** Статика сыпучей среды. — М.: Гостехиздат, 1942. — 208 с.
6. **Заславский Ю.З.** Исследование проявлений горного давления в капитальных выработках глубоких шахт Донецкого бассейна. — М.: Недра, 1966. — 180 с.

© Негрей С.Г., Касьян Н.Н., 2006

УДК 622.831

БРЮХАНОВ А.М., КОЛЧИН Г.И. кандидаты техн. наук (МакНИИ)

КОНТРОЛЬ ВЫБРОСООПАСНОСТИ МАССИВА СПОСОБАМИ АКТИВНОЙ АКУСТИКИ

Приведены результаты разработки акустических способов оценки состояния массива: автоматизированного контроля выбросоопасности в очистном и подготовительном забоях, определение величины зоны разгрузки, оперативного управления процессом гидрорыхления, прогноза прорывов метана из почвы выработок и определения расстояния от полевой выработки до выбросоопасного пласта, контроля безопасности бурения опережающих разгрузочных скважин.

Газодинамические явления (ГДЯ), прежде всего внезапные выбросы угля, породы и газа, были причиной наиболее трагических аварий, поэтому весьма актуальна разработка способов прогноза и предотвращения выбросов. Интенсивные исследования в этом направлении выполнены в 60–70-х годах институтом МакНИИ в содружестве с другими институтами, когда угольные пласты разрабатывались на глубинах 300–600 м. С увеличением глубин ведения горных работ снижается точность прогноза выбросоопасности и эффективность противовыбросных мероприятий. Помимо этого к недостаткам разработанных ранее способов следует отнести влияние субъективного фактора на результаты прогноза, применение морально устаревших приборов и оборудования.

Актуальность разработки новых способов прогноза выбросоопасности и борьбы с ГДЯ обусловлена необходимостью исключения перечисленных недостатков традиционных нормативных способов, а также разработкой технологичных способов, соответствующих современным экономическим требованиям.

Увеличение глубины разработки угольных пластов до 1000 м и более выдвигает в качестве основной причины формирования выбросоопасных зон напряженно-деформированное состояние призабойной части горного массива в целом, что изменяет акценты учета факторов при прогнозировании таких зон. Многообразие горно-геологических условий заставляет отказаться от разработки единых значений критического уровня параметров прогноза и способов борьбы с ГДЯ для всего Донбасса и перейти к их определению для конкретных шахтопластов и горизонтов, отдельных выработок. Изменение условий ведения горных работ привело к более частому проявлению таких ГДЯ, как внезапное выдавливание угольного пласта, в том числе, на пологом залегании пород, к изменению некоторых признаков внезапных выбросов.

В МакНИИ при разработке новых способов и совершенствовании традиционных ориентируются на современный уровень развития приборостроения, вычислительной техники и технологий, идя по пути автоматизации оценки состояния горного массива.

Поставленные практические задачи решаются путем обработки и анализа акустического сигнала, возникающего в массиве при воздействии на него машин и механизмов на протяжении технологического процесса. Выполненные исследования позволили установить связь акустических параметров с напряженно-деформированным состоянием массива и разработать ряд способов: определение величины зоны разгрузки и положение максимума опорного давления при бурении контрольных скважин, автоматизированный контроль выбросоопасности в очистном и подготовительном забоях, оперативное управление процессом гидрорыхления, определение расстояния до выбросоопасного пласта и текущий прогноз прорыв метана из почвы горной выработки, контроль безопасности и оценки эффективности бурения опережающих скважин. Все способы построены по единой схеме: упругие колебания массива в забое преобразуются в электрический сигнал приемным устройством аппаратуры АПСС1, передается по линии связи на поверхность, где он обрабатывается, анализируется и по результатам принимаются решения на персональном компьютере по программам МакНИИ.

Контроль выбросоопасности основан на анализе параметров спектра акустического сигнала, возбуждаемого в массиве работой комбайна или иного механизма по забою.

Исследованиями установлено, что при выемке угля активные межслоевые деформации пород кровли происходят вплоть до расстояния 20–40 м от пласта. На неопасных участках деформации развиваются регулярно после каждого цикла выемки угля, как правило, на расстоянии 20; 10; 5; 2,5 м от пласта и спектр акустического сигнала содержит серию резонансных частот, соответствующих указанным мощностям.

На опасных по выбросам участках происходит задержка деформаций, которая охватывает, прежде всего, контакты слоев большой мощности. На спектрах акустического сигнала этот процесс обуславливает уменьшение доли амплитуд низких частот в спектре сигнала и увеличение высоких.

Чтобы надежно зафиксировать процесс задержки деформаций, в способе контроля выбросоопасности анализируется четыре параметра спектра — два частотных и два амплитудных.

Для каждого параметра на неопасном участке определяется критическое значение, которое с высокой точностью позволяет прогнозировать неопасную ситуацию. Превышение критического уровня означает вход забоя в зону задержки деформаций и повышение вероятности формирования выбросоопасной ситуации.

Для контроля выбросоопасности акустический сигнал, возбуждаемый комбайном в массиве, обрабатывается в реальном времени на протяжении всего цикла выемки угля. После окончания работы комбайна на дисплее высвечиваются результаты прогноза, которые распространяются на следующий цикл.

Выполненными исследованиями установлено, что внезапные выдавливания угольного пласта происходят вследствие отслоения мощной (20–40 м) толщи пород кровли. В спектре акустического сигнала, возбуждаемого в процессе выемки угля, это находит свое отражение в виде интенсивного резонанса в области частот 80–100 Гц. Выявленные закономерности положены в основу разработанного способа прогноза внезапных выдавливаний угольного пласта. Способ выполняется одновременно и по той же схеме, что и контроль выбросоопасности.

Результаты акустического контроля выбросоопасности накапливаются в базе данных и могут быть выведены на экран в виде графиков параметров акустического сигнала, которые дают представление об изменении состояния массива в целом. Так по изменению параметров можно прогнозировать приближение забоя к геологическим нарушениям, дифференцировать зоны ПГД по степени их опасности.

Преимущества акустического способа контроля выбросоопасности состоят в низких затратах на его выполнение, в объективности получаемой информации, повышении точности прогноза и снижении затрат на противовыбросные мероприятия. В настоящее время акустический способ применяется на шахтах им. А.Ф. Засядько, «Комсомолец Донбасса», «Краснолиманская», «Красноармейская-Западная №1» и др.

При выемке угольного пласта и углевмещающих пород в призабойной части пласта формируется ряд зон напряженно-деформированного состояния массива. Скважина, пробуренная из забоя по ходу его движения, пересекает эти зоны. Обработка акустического сигнала, возникающего при разрушении угля на забое скважины, позволяет определить положение границ зоны отжима, зоны разгрузки, максимума опорного давления, а также оценить степень напряжений в нем относительно зоны отжима. Эти параметры достаточно полно характеризуют напряженно-деформированное состояние призабойной части выбросоопасного угольного пласта.

Преимущества способа заключаются в его технологичности, низких трудозатратах на его выполнение, получении полной и объективной информации о состоянии массива.

В качестве противовыбросных мероприятий наиболее широко применяется гидрорыхление угольного пласта. Для его реализации в забое по ходу его движения бурят скважины длиной 6–8 м, их герметизируют, нагнетают воду под давлением до 35 МПа. В результате в угольном пласте создаются дополнительные трещины, которые снижают его несущую способность и способствуют развитию межслоевых деформаций.

Способ включает контроль бурения скважин, в результате которого уточняются длина скважины и глубина герметизации, и контроль процесса высоконапорного нагнетания воды в угольный пласт по параметрам акустического сигнала, возникающего в массиве.

Установлено, что в процессе гидрорыхления развитие межслоевых деформаций идет от ближних к угольному пласту контактов к более удаленным. В соответствии с этим по мере высоконапорного нагнетания воды увеличивается низкочастотная составляющая спектра. Вовлечение в процесс развития деформаций слоев большой мощности приводит к уплотнению нижерасположенных контактов. Достижение максимума низкочастотной составляющей свидетельствует о том, что в данных условиях исчерпана возможность увеличения активности контактов в более мощных слоях. Под воздействием мощной толщи отслоившихся пород кровли еще более интенсивно развивается трещиноватость угольного пласта, он приходит в неопасное по выбросам состояние.

Преимущества способа заключаются в оптимизации параметров гидрорыхления в конкретных горно-геологических условиях, объективной оценке гидрорыхления в процессе его выполнения, сокращении времени нагнетания и объема закачиваемой во-

ды, отсутствии дополнительного бурения скважин для оценки эффективности гидрорыхления.

Определение расстояния до выбросоопасного угольного пласта и текущий прогноз внезапных прорывов метана из почвы выработки основаны на использовании акустического зондирования пород кровли и почвы.

Для определения расстояния до выбросоопасного пласта в спектре акустического сигнала устанавливается резонансная частота, обусловленная толщиной пород между горной выработкой и угольным пластом. По мере подвигания горной выработки контролируется ее изменение и вычисляется расстояние до пласта.

Акустический способ определения расстояния полевой выработки до выбросоопасного пласта разработан для замены бурения контрольных скважин при вскрытии угольных пластов на пологом падении и при проведении полевых штреков вдоль простирания крутопадающих пластов.

Текущий прогноз прорывов метана из почвы горных выработок разработан для определения конкретных участков применения способов их предотвращения, если по горно-геологическим условиям выработки в целом отнесены к опасным по прорывам метана. Это единственный способ, который позволяет локализовать применение профилактических мероприятий и за счет этого весьма значительно сократить непроизводительные затраты.

Для прогноза прорывов метана по характеру спектра акустического сигнала контролируется степень расслоения массива вблизи пласта-спутника в процессе ведения подготовительной выработки или очистных работ. При прогнозе «опасно» в направлении интенсивного расслоения пород, являющегося местом скопления метана и источником его прорыва в горную выработку, необходимо бурить дегазационные скважины.

Контроль безопасности бурения опережающих скважин основан на установленной зависимости энергии акустического сигнала, возникающего при разрушении угля буровым снарядом, от степени напряженного состояния на забое скважины. По величине энергии акустического сигнала, определяемой в каждом метровом интервале бурения, вычисляется коэффициент пригрузки, который сравнивается с критическим значением. Превышение критического значения свидетельствует о входе забоя скважины в выбросоопасную зону, бурение следует остановить и приступить к бурению соседней или дополнительной скважины, которые способствуют разгрузке массива и позволяют добурить остановленную скважину до проектной длины. Величина коэффициента пригрузки и ее изменение в процессе бурения серии скважин (как правило не менее 5), позволяет оценить степень разгрузки массива и эффективность опережающих скважин.

Программное обеспечение всех перечисленных акустических способов контроля выбросоопасности, оценки состояния массива, эффективности противовыбросных мероприятий разработано для персональных компьютеров.

Ввод акустической информации осуществляется через звуковые карты. На одном компьютере можно обрабатывать до 6 каналов регистрации акустического сигнала и решать при этом различные задачи.

Помимо обработки акустической информации при решении одной из перечисленных задач, компьютер осуществляет круглосуточную запись поступающих из забоев сигналов, что используется для контроля за технологическими процессами. Имеется техническая возможность шахтные локальные сети подключить к системе *Internet*.

© Брюханов А.М., Колчин Г.И., 2006

УДК 622.831

БАБИЮК Г.В. докт.техн.наук, ДИДЕНКО М.А. канд.техн.наук (ДонГТУ, г.Алчевск)

ИССЛЕДОВАНИЯ РАЗВИТИЯ ЗОНЫ НЕУПРУГИХ ДЕФОРМАЦИЙ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВОЗДУХОПОДАЮЩЕГО УКЛОНА ШАХТЫ ИМ. XIX СЪЕЗДА КПСС ГП «ЛУГАНСКУГОЛЬ»

Изложена методика и результаты шахтных исследований геомеханических процессов при проведении горной выработки, приведены результаты использования компьютерного моделирования как части комплексной методики поточного прогнозирования состояния выработки во время её проведения.

Актуальной задачей при эксплуатации угледобывающих предприятий является обеспечение устойчивости и безопасного состояния горных выработок. Сложность прогнозирования проявлений горного давления и свойств массива горных пород является основной причиной неудовлетворительного состояния выработок, значительных материальных затрат на их ремонт. Устойчивость выработки зависит от ряда факторов, учесть которые в рамках теоретических моделей не представляется возможным. С точки зрения оценки реальных условий заслуживает внимание методика текущего прогнозирования состояния выработки на стадии её проведения, состоящая в мониторинге за развитием зоны неупругих деформаций (ЗНД) вокруг выработки и моделировании на ЭВМ, контролируемом по результатам шахтных наблюдений [1]. Изложенный подход применен для прогнозирования устойчивости воздухоподающего уклона пласта l_1 шахты им. XIX съезда КПСС ГП «Луганскуголь».

Выработка, проводимая вне зоны влияния очистных работ, предназначена для подачи свежей вентиляционной струи от вспомогательной вентиляционной скважины, сооруженной у южной границы шахтного поля до гор. 700 м. При проведении воздухоподающего уклона выемка угля пласта l_1 , мощностью 0,9 м, и верхняя подрывка пород производится комбайновым способом. Крепление выработки осуществляется трехзвенной арочной металлической податливой крепью КМП-А3 с плотностью 1,43 рамы/м с деревянной затяжкой кровли. Проектная площадь сечения в свету до осадки — 13,8 м². Угол наклона выработки 2–4°. Проектная длина 800 м.

Шахтные исследования включали: полевые испытания образцов с целью определения физико-механических свойств пород, визуальные наблюдения за деформированием породного контура выработки и крепи для установления формы проявления горного давления и статистической оценки условий работы крепи, инструментальные измерения смещений породного контура на специально оборудованных замерных станциях, специализированные измерения трещинной пустотности массива горных пород путем электроемкостной интроскопии.

Испытания пород на прочность проводились раскалыванием образцов неправильной формы сферическими инденторами при помощи прибора ППЭИ. Образцы горных пород отбирались непосредственно в шахтных условиях с обнажений горной выработки. Для пород с прочностной анизотропией приложение нагрузки производилось в двух взаимно перпендикулярных направлениях, по результатам чего вычислялась прочность на сжатие параллельно слоистости $\sigma_{ср}^{\parallel}$ и прочность перпендикулярно слоистости: $\sigma_{ср}^{\perp}$. Результаты испытания на прочность породных слоев, слагающих массив, представлены в табл. 1. Анализ результатов испытаний показывает, что породы, вмещающие пласт l_1 , имеют явно выраженную прочностную анизотропию, так как от-

ношение прочности на сжатие параллельно слоистости к прочности перпендикулярно слоистости ($\sigma_c^{\parallel}/\sigma_c^{\perp}$) изменяется от 0,24 до 1,00.

Табл. 1. Результаты испытаний горных пород на прочность

Наименование породы и ее мощность	Ориентация усилия относительно напластования	Предел прочности на растяжение, σ_p , МПа	Коэффициент вариации σ_p , %	Предел прочности на сжатие, σ_c , МПа	Коэффициент вариации σ_c , %
Аргиллит, $m=16,0$ м	⊥	2,0	16,3	43,8	12,3
	∥	3,6	12,3	23,7	16,3
Известняк L_2 , $m=0,55$ м	⊥=∥	7,2	14,9	107,9	14,9
Аргиллит, $m=7,2$ м	⊥	2,2	9,6	47,2	11,3
	∥	3,9	11,3	26,7	9,6
Уголь пл. l_1 , $m=0,9$ м	⊥=∥	2,0	7,8	17,8	7,8
Алевролит, $m=4,8$ м	⊥	2,9	14,9	64,7	11,4
	∥	4,3	11,4	43,5	14,9
Уголь пл. l_0 , $m=0,25$ м	⊥=∥	2,1	12,2	19,0	12,2
Алевролит, $m=20,0$ м	⊥	3,0	9,5	67,5	12,9
	∥	4,5	12,9	44,7	9,5

Визуальное обследование состояния выработки показывает, что сразу же после очередного подвигания забоя наблюдается процесс образования свода в кровле выработки с частичным разрушением пород в боках. При этом разрушение в кровле, являющееся доминирующим, может быть обусловлено наличием растягивающих напряжений, либо повышенных сжимающих напряжений. Второй случай возможен при наличии прочностной и деформационной анизотропии пород, что согласуется с результатами испытаний механических свойств пород.

Для измерения смещений по длине выработки оборудовались замерные станции, на которых устанавливались контурные реперы. Для установки контурного репера бурились шпуров длиной 0,3 м, в них плотно забивались деревянные пробки, в которые затем закреплялись реперы с измерительным кольцом, служащим для зацепления крючка рулетки с натяжной лентой. Смещения пород регистрировались по реперам, заложенным в кровле, боках и почве выработки. Фиксировались вертикальная конвергенция кровли и почвы и горизонтальная конвергенция боков выработки. Каждая замерная станция состояла из трех замерных пунктов, расположенных по длине выработки на расстоянии 2,8 м друг от друга (четыре шага установки крепи). Величины смещений кровли и почвы вычислялись по отношению к контурным реперам, заложенным в боках выработки. Наблюдения на замерной станции в течение первых четырех недель производились с периодичностью один замер в сутки, а затем, по мере удаления забоя от замерной станции, частота наблюдений уменьшалась вплоть до одного раза в десять дней. Результаты замеров смещений контура представлены на рис. 1. За весь период наблюдений (86 сут) вертикальная конвергенция кровли и почвы составила 286 мм, горизонтальная конвергенция — 45 мм, максимальное опускание пород кровли — 93 мм. Следует также отметить значительные смещения пород почвы выработки, которые на протяжении всего времени наблюдений превышали величину опускания кровли и на последний замер составили 193 мм. Максимальное значение интенсивности опускания кровли (16,1 мм/сут) наблюдалось в первые сутки после обнажения. В последующие интервалы времени наблюдалось снижение скорости смещений. В период с 35 по

86 сут интенсивность опускания кровли практически не менялась и составила в среднем 0,2 мм/сут, что свидетельствует о стабилизации процесса. Средняя интенсивность смещений кровли за весь период наблюдений составила 1,1 мм/сут. Отсутствие на графике периода нарастания интенсивности смещений пород дает основания утверждать, что зарождение разрушения пород имеет место уже впереди забоя, а условия проведения выработки относятся к первому типу [2].

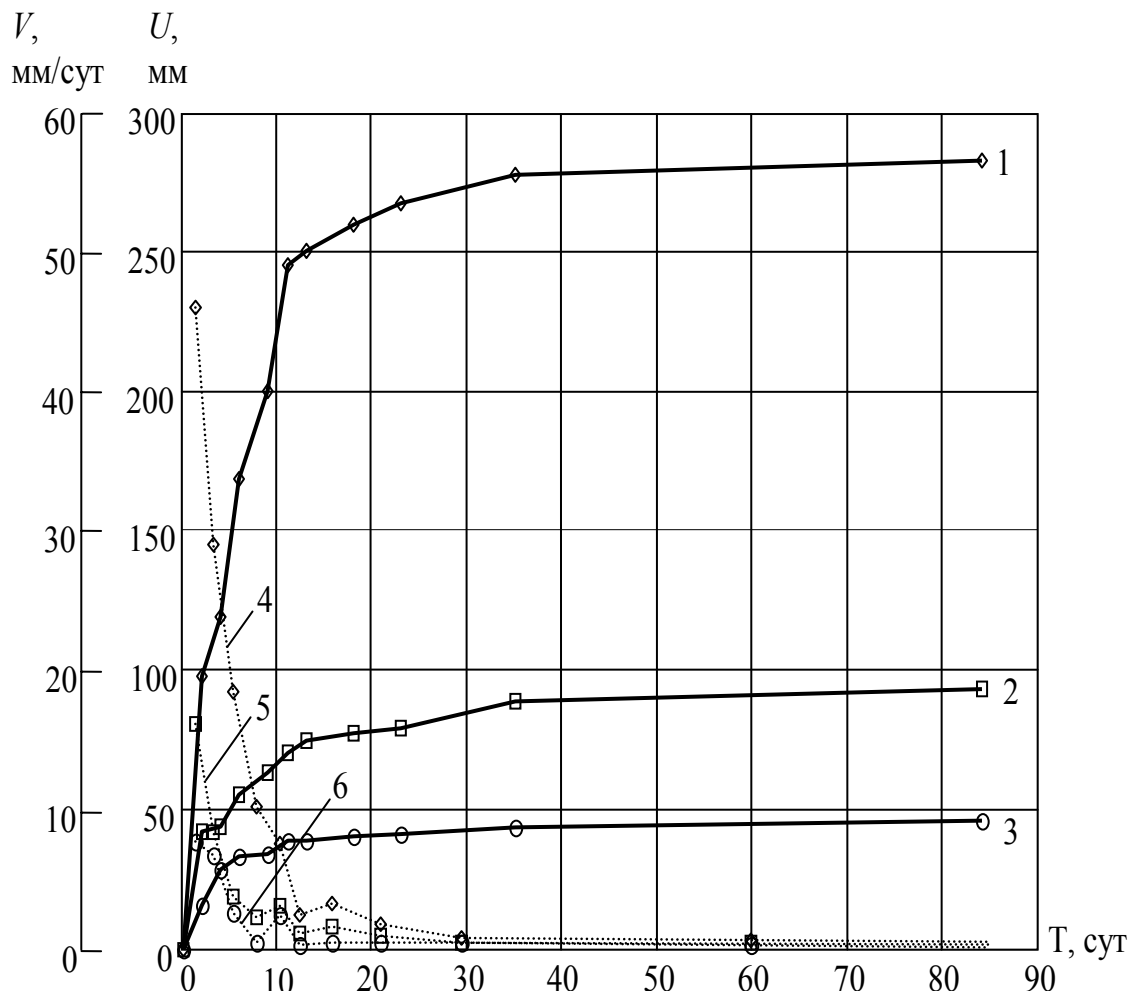


Рис. 1. Зависимости смещений контура выработки и их интенсивности от времени, прошедшего с начала проведения выработки: 1 — конвергенция кровли и почвы; 2 — опускание кровли; 3 — конвергенция боков; 4 — скорость сближения кровли и почвы; 5 — скорость опускания кровли; 6 — скорость сближения боков

Для наблюдения за расслоением и деформированием пород вокруг выработки использовался емкостный метод оценки состояния массива [3]. Неоднородности пород изучались на замерной станции, состоящей из пяти шпуров диаметром 42 мм и глубиной 2,2 м. Один шпур располагался в кровле выработки, четыре — по бокам (два — по углю и два — по породе). Измерения проводились при помощи емкостного зонда, разработанного проф. Г.Г.Литвинским и доц. В.А.Касьяновым [4]. Фиксировались показания прибора через каждые 5 см шпура при пятикратном повторении измерений. В результате анализа показаний прибора были получены данные о структурных особенностях массива, наличии и раскрытии отдельных трещин. Замеры емкостным методом производились с той же периодичностью, что и замеры смещений породного контура выработки до момента стабилизации смещений.

В результате замеров было установлено, что глубина зоны неупругих деформаций уже на момент первого наблюдения превысила глубину шпура, поэтому оценка размеров ЗНД проводилась экстраполяцией до уровня его показаний в ненарушенном массиве. Размеры ЗНД представлены в табл. 2.

Табл. 2. Размеры зоны неупругих деформаций вокруг выработки

Расстояние от забоя, м	0	2,8	5,6	11,9	17,5	23,8	28	30,8	44,1	57,4	74,2	189
Размер ЗНД в боках, м	2,05	2,33	2,59	2,73	2,92	3,15	3,27	3,34	3,54	3,62	3,65	3,67
Размер ЗНД в кровле, м	2,19	5,49	6,04	6,33	6,71	7,18	7,44	7,58	7,98	8,14	8,21	8,24

Авторами прибора предложено оценивать трещиноватость массива относительным показателем неоднородности массива P_n

$$P_n = \frac{A - A_1}{A_2 - A_1}, \quad (1)$$

где A — показания прибора, когда датчик установлен по центру трещины; A_1, A_2 — показания, когда датчик соответственно находится в массиве и на воздухе; в условиях проведения шахтных измерений $A_1=3531, A_2=3719$.

В [3] отмечено, что при ширине раскрытия трещины, не превышающей половины длины эффективной зоны чувствительности датчика, наблюдается почти линейная зависимость показателя неоднородности от ширины раскрытия трещины. Это дает основание для вывода линейной зависимости между относительным показателем неоднородности и коэффициентом трещинной пустотности массива

$$k_{mp} = a \cdot P_n = a \cdot \frac{A - A_1}{A_2 - A_1}, \quad (2)$$

где a — коэффициент пропорциональности.

Используя данную зависимость, можно перейти к смещениям u_j породного контура выработки в месте заложения j -го шпура

$$u_j = \int_0^{r_{Lj}} k_{mp.j}(l) dl = \int_0^{r_{Lj}} a_j \cdot \frac{A_j(l) - A_1}{A_2 - A_1} dl = \frac{a_j}{A_2 - A_1} \cdot \left[\int_0^{r_{Lj}} A_j(l) dl - A_1 \cdot r_{Lj} \right], \quad (3)$$

где r_{Lj} — размер зоны неупругих деформаций в направлении j -го шпура.

Поскольку смещения породного контура известны по результатам измерений на контурных реперах, это дает возможность определить коэффициент пропорциональности a_j для каждого шпура. Для шпура в кровле выработки получено значение этого коэффициента 0,27; для боковых шпуров — 0,23.

На рис. 2 показаны рассчитанные зависимости показателя относительной неоднородности P_n и коэффициента трещинной пустотности k_{mp} от глубины l шпура, расположенного в кровле выработки на различных расстояниях от забоя.

Построенные графики зависимостей близки по форме к графикам убывающей экспоненциальной функции и могут быть аппроксимированы выражением вида

$$k_{mp} = b \cdot \exp(-c \cdot l), \quad (4)$$

где b, c — эмпирические коэффициенты.

Для интерпретации результатов измерений на ЭВМ многократно решалась задача по определению конфигурации и размеров зоны неупругих деформаций вокруг выработки. Моделирование осуществлялось с учетом прочностной и деформационной

анизотропии горных пород с имитацией системы трещин ослабления. Задача решалась путем перебора возможных сочетаний неопределенных входных параметров: коэффициента бокового распора λ (зависящего при анизотропной модели от отношения модулей упругости Юнга в направлении параллельном и перпендикулярном слоистости горных пород), коэффициента реологичности k_p , параметров сопротивления сдвигу по поверхности трещин, остаточного сопротивления пород за пределом прочности.

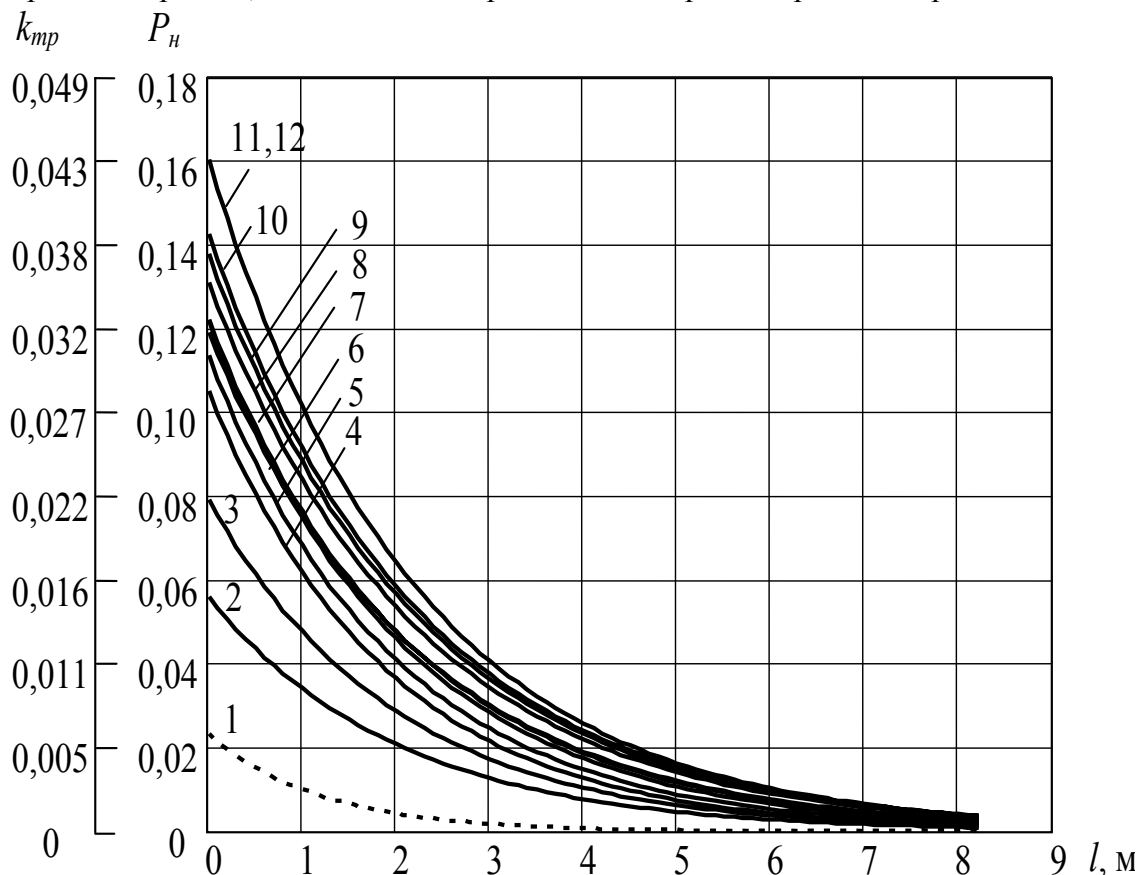


Рис. 2. Зависимости коэффициента трещинной пустотности k_{mp} от глубины шпура l , расположенного в кровле выработки на расстоянии от забоя: 2 — 2,8 м; 3 — 5,6 м; 4 — 11,9 м; 5 — 17,5 м; 6 — 23,8 м; 7 — 28 м; 8 — 30,8 м; 9 — 44,1 м; 10 — 57,4 м; 11 — 74,2 м; 12 — 189 м; 1 — прогнозная линия для плоскости забоя

Перебор сочетаний неопределенных факторов осуществлялся в соответствии с планом эксперимента, для составления которого использовался метод латинских квадратов. В результате расчета устанавливались поля распределения напряжений и деформаций вокруг выработки, конфигурация и размеры зоны разрушения. Выбор искомого решения осуществлялся по подобию кинетики развития деформационных процессов. Распределения деформаций модели вдоль шпура, расположенного в кровле выработки, на различных расстояниях от забоя показаны на рис. 3.

По выбранному критерию данным шахтных наблюдений соответствуют коэффициент бокового распора $\lambda=1,5$, коэффициент реологичности $k_p=0,18$, сопротивление сдвигу по поверхности трещины, равное $0,4\sigma_{сж}$, остаточное сопротивление пород, равное $0,1\sigma_{сж}$. Качественно зоны разрушения достаточно хорошо соответствуют картинам нарушенности пород, зафиксированным шахтными исследованиями. Однако для того, чтобы знать насколько точно данные моделирования описывают реальные процессы необходимо иметь количественную зависимость между аналогичными параметрами ЗНД для горных пород и их модели. Анализ взаимосвязи между установленными с по-

мощью шахтных наблюдений значениями коэффициента трещинной пустотности пород $k_{тр}$ и расчетными относительными деформациями производился отдельно по каждому шпуров для всех расстояний до забоя. Обработка данных методом наименьших квадратов показала, что для каждого из шпуров связь между коэффициентом трещинной пустотности массива и относительными деформациями модели хорошо описывается линейными уравнениями регрессии со свободным членом. Регрессионные зависимости для шпура, расположенного в кровле выработки представлены в табл. 3.

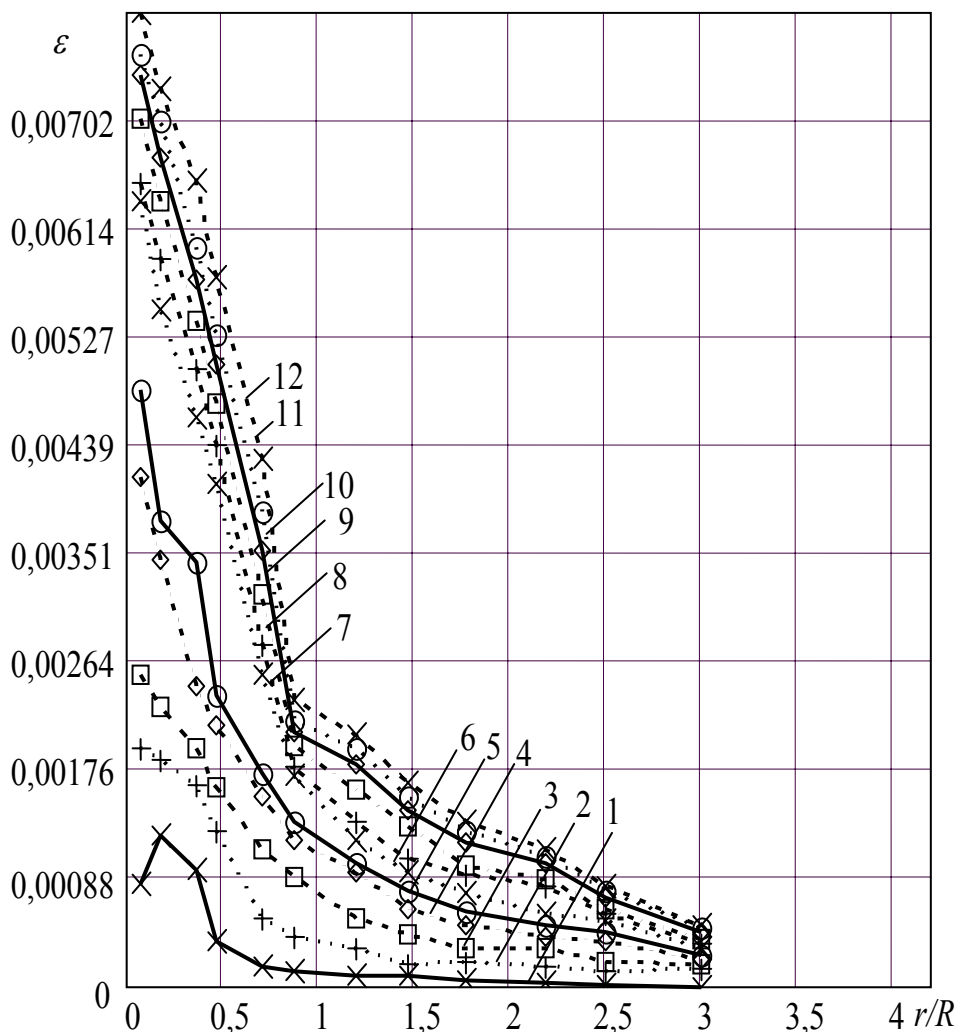


Рис. 3. Распределения деформаций модели вдоль шпура, расположенного в кровле выработки на расстоянии от забоя: 1 — 0 м; 2 — 2,8 м; 3 — 5,6 м; 4 — 11,9 м; 5 — 17,5 м; 6 — 23,8 м; 7 — 28 м; 8 — 30,8 м; 9 — 44,1 м; 10 — 57,4 м; 11 — 74,2 м; 12 — 189 м

Анализ приведенных в табл. 3 уравнений регрессии показывает, что для всех расстояний от забоя зависимость между деформациями модели и коэффициентом трещинной пустотности вдоль шпура, расположенного в кровле выработки, может быть представлена уравнением вида

$$k_{mp} = 4,721 \cdot \varepsilon + 2,238 \cdot 10^{-3} . \quad (5)$$

При этом коэффициент корреляции составит 0,974.

Табл. 3. Регрессионные зависимости между деформациями модели и коэффициентом трещинной пустотности вдоль шпура, расположенного в кровле выработки

Расстояние от забоя, м	Уравнение регрессии	Коэффициент корреляции
0	$k_{mp} = 4,259 \cdot \varepsilon + 4,124 \cdot 10^{-4}$	0,920
2,8	$k_{mp} = 6,305 \cdot \varepsilon + 1,609 \cdot 10^{-3}$	0,961
5,6	$k_{mp} = 7,796 \cdot \varepsilon + 6,389 \cdot 10^{-4}$	0,992
11,9	$k_{mp} = 6,751 \cdot \varepsilon + 1,067 \cdot 10^{-3}$	0,984
17,5	$k_{mp} = 6,181 \cdot \varepsilon + 1,475 \cdot 10^{-3}$	0,980
23,8	$k_{mp} = 4,572 \cdot \varepsilon + 2,299 \cdot 10^{-3}$	0,980
28,0	$k_{mp} = 4,466 \cdot \varepsilon + 2,214 \cdot 10^{-3}$	0,984
30,8	$k_{mp} = 4,518 \cdot \varepsilon + 2,032 \cdot 10^{-3}$	0,983
44,1	$k_{mp} = 4,512 \cdot \varepsilon + 2,147 \cdot 10^{-3}$	0,986
57,4	$k_{mp} = 4,556 \cdot \varepsilon + 2,093 \cdot 10^{-3}$	0,985
74,2	$k_{mp} = 4,732 \cdot \varepsilon + 1,911 \cdot 10^{-3}$	0,985
189,0	$k_{mp} = 4,732 \cdot \varepsilon + 1,911 \cdot 10^{-3}$	0,985

Таким образом, в результате исследования геомеханических процессов при проведении воздухоподающего уклона шахты им. XIX съезда КПСС ГП «Луганскуголь» доказана корректность использования для моделирования проявлений горного давления численной модели деформирования породного массива, позволяющей с помощью трансверсальной изотропии с достаточной для практики точностью описать неоднородность и анизотропию свойств горных пород. В результате моделирования установлена связь между расчетными деформациями конечно-элементной модели и коэффициентом трещинной пустотности. Полученные зависимости могут быть использованы в интервалах между шахтными замерами для прогнозирования развития зоны разрушения вокруг выработки и смещений ее породного контура.

Библиографический список

1. **Геомеханические** основы имитационного моделирования горной выработки как геотехнической системы: Отчет о НИР / ДонГТУ; Руководитель Г.В. Бабиюк. — Тема № 104(0)-ГБ; № ГР0101U003563; инв. 0204U003066. — Алчевск, 2003. — 314 с.
2. **Бабиюк Г.В., Диденко М.А.** Моделирование на ЭВМ зоны неупругих деформаций пород вокруг проводимой выработки // Прогрессивные технологии строительства, безопасности и реструктуризации горных предприятий: материалы региональной научно-практической школы-семинара. — Донецк: Норд-Пресс, 2006. — С. 216–224.
3. **Касьянов В.А.** Исследование и разработка электроемкостного метода измерения трещиноватости пород вокруг горных выработок. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук. — Алчевск, 1997.
4. **А.с. 1631482 СССР, МКИ G 01 V 3/06.** Электроемкостный зонд / Г.Г.Литвинский, В.А.Касьянов (СССР). — №4478948/25; Заявлено 2.09.88; Опубл. 28.02.91, Бюл. №8.

© Бабиюк Г.В., Диденко М.А., 2006

Раздел 2. Охрана труда. Противопожарная безопасность. Аэрология

УДК 614.822.

БУЛГАКОВ Ю.Ф. докт.техн.наук, ТРОФИМОВ В.А. канд.техн.наук, МЕЛЬНИКОВА Я.В. асп., ТРОФИМОВА О.В. студ. (ДонНТУ)

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ПОЖАРА НА ПРОВЕТРИВАНИЕ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК ПРИ РАБОТЕ СРЕДСТВ ПОЖАРОТУШЕНИЯ

В статье рассматриваются вопросы влияния средств пожаротушения на режим проветривания горных выработок.

В соответствии с действующими правилами безопасности решение задач, связанных с выбором аварийных вентиляционных режимов, производится как на стадии составления планов ликвидации аварий (ПЛА), так и непосредственно в аварийной обстановке при тушении пожаров.

Основное отличие указанных двух задач заключается в том, что при составлении ПЛА, как правило, предусматривается только два основных общешахтных аварийных режимов (реверсирование вентиляционных струй и комбинированный, связанный с остановкой аварийного ВГП и реверсированием остальных вентиляторов), а из местных режимов — «отрицательное» регулирование, обеспечивающее повышение устойчивости проветривания, при пожарах в наклонных выработках. Закорачивание и местное реверсирование в ПЛА предусматривается довольно редко.

В аварийных условиях, когда задачи вывода горнорабочих уже решены, возможности выбора аварийных вентиляционных режимов значительно расширяются.

Следует также отметить, что прогнозирование эффективности аварийного вентиляционного режима, как на стадии составления ПЛА, так и в оперативной обстановке имеют свои отличия. Так, в первом случае, произвольно задавая место возникновения пожара, можно заранее прогнозировать все возможные последствия развития аварии, моделировать схемы применения различных вентиляционных режимов и средств пожаротушения. К достоинствам этого подхода относится то, что мы заранее можем определить параметры вентиляционных регуляторов, которые будут использоваться в аварийных условиях, места их установки и оценить ожидаемую эффективность любого аварийного вентиляционного режима. К недостаткам этого подхода можно отнести то, что при моделировании действия пожара используются усредненные параметры его развития.

В аварийной ситуации, когда принятие решения связано с определенными временными ограничениями, объем решаемых задач значительно увеличивается (выбор места доставки регуляторов, определение их параметров и последовательности установки; выбор средств пожаротушения, особенности их доставки, установки и обеспечения и т.д.). Другими словами, необходимо решать организационные вопросы, связанные с ликвидацией аварии. В этих случаях на первый план выходит получение достоверной информации об аэродинамических параметрах горных выработок, оценка точности расчетов и интерпретация результатов моделирования аварийных ситуаций. Решение этих задач напрямую связано с человеческим фактором, т.е. профессионализмом и психологической устойчивостью людей в стрессовых ситуациях. В тоже время, здесь возможно повышение точности прогнозирования за счет получения достоверной информации непосредственно с места аварии.

К особенностям моделирования пожара можно отнести необходимость прогнозирования (ПЛА) или отслеживания динамики развития аварии. В этой связи необходимо

проводить моделирование аварийной ситуации с учетом предполагаемых или реальных изменений (изменение размеров очага пожара, скорости его перемещения, образование завалов, прогорание вентиляционных сооружений, изменение газовой обстановки).

Можно выделить несколько различных этапов или стадий моделирования аварийной ситуации:

- а) нормальные условия;
- б) на момент возникновения очага пожара;
- б) на момент прибытия отделений к месту ликвидации пожара;
- в) на момент прекращения действия аварийного вентиляционного режима, предусмотренного в плане ликвидации аварий;
- г) перед включением в работу различных средств пожаротушения;
- е) после изменения режима проветривания аварийного участка или включения в работу средств пожаротушения.

Результаты моделирования различных стадий аварии позволяют прогнозировать газовую и тепловую обстановку в аварийном участке и в местах нахождения горноспасателей. При этом должны учитываться возможные изменения тепловой депрессии пожара и аэродинамических параметров аварийной выработки, а выбор аварийного вентиляционного режима производится на основании результатов наблюдений и (или) моделирования. Например, выбор эффективного аварийного вентиляционного режима, обеспечивающего применение генератора инертных газов, должен производиться с учетом технологии дистанционного тушения пожаров, изменения аэродинамических характеристик горных выработок и возможного изменения их режима проветривания. Так, при пожаре в наклонной выработке, весь комплекс расчетов может включать следующие операции:

- расчет тепловой депрессии пожара;
- моделирование действия тепловой депрессии пожара;
- оценка устойчивости вентиляционных струй;
- моделирование мероприятий, обеспечивающих устойчивое проветривание (когда устойчивость не обеспечивается);
- определение условий реализации мероприятий, обеспечивающих устойчивое проветривание (необходимые параметры регуляторов, наличие регуляторов и возможность обеспечить заданные параметры)
- оценка опасности разрушения вентиляционных сооружений (моделирование и оценка последствий);
- оценка угрозы взрыва;
- оценка опасности возникновения завалов (в одном или нескольких местах), их моделирование и оценка последствий;
- определение величины допустимого расхода воздуха по газовому фактору (когда есть угроза взрыва);
- определение необходимой подачи генератора инертных газов и выбор типа генератора;
- определение места установки генератора и переключателей;
- моделирование установки переключателей;
- моделирование включения генератора в работу;
- проверка результатов моделирования на соответствие требованиям инертизации (в случае необходимости моделируются мероприятия по сокращению утечек воздуха в аварийную выработку);
- оценка эффективности инертизации;

— оценка эффективности аварийного вентиляционного режима, обеспечивающего применение ГИГ.

Для объединения всех вышеприведенных операций необходимо разрабатывать комплекс программ или решать все эти задачи в рамках единой экспертной системы.

Одним из важных моментов при решении задач аварийной вентиляции является определение тепловых параметров вентиляционной струи [1]. Разработанная методика учитывает различные виды горючих материалов, их количество, степень загрузки выработки каждым материалом и режим вентиляции. Эти факторы оказывают решающее воздействие на формирование тепловых параметров вентиляционной струи в течение определенного промежутка времени.

К тепловым параметрам относятся: T_T — температура воздуха или пожарных газов в зоне горения (°К), h_T — тепловая депрессия, Па и κ_T — коэффициент термического сопротивления движению воздуха.

Для определения тепловых параметров вентиляционной струи используются следующие исходные данные: L — длина аварийной выработки с очагом пожара, м; s — средняя площадь ее поперечного сечения, м²; β — угол наклона аварийной выработки к горизонту, град; T_0 — температура воздуха в выработке до возникновения пожара, °К; Q_0 — расход воздуха в выработке до возникновения пожара, м³/с; T — время с моментом возникновения пожара, мин; x_0 — расстояние по ходу движения струи воздуха от устья в выработке до места возникновения пожара, м; $C_{к0}$ — содержание кислорода в выработке до возникновения пожара, %; C_k — содержание кислорода в исходящей из аварийной выработки струе воздуха, %; T_k — температура в исходящей из аварийной выработки в струе воздуха, °К.

Дополнительно к перечисленным выше исходным данным, указывается вид горючих материалов, их количество, расположение в аварийной выработке и источник воспламенения.

Можно предложить следующий порядок расчета тепловых параметров:

1. Определяется общий объем воздуха q_v , необходимого для полного выгорания горючих материалов на участке единичной длины

$$q_v = \sum_{i=1}^n m_i \Pi_i q_i, \quad (1)$$

где данные о горючих материалах (m_i — масса i -го материала, кг/м², объем воздуха на полное выгорание q_i , м³/кг, Π_i (м) — ширине горячей поверхности) берутся из таблицы 1 [1].

2. Находится предельная скорость $V_{пр}$, м/мин распространение пожара

$$V_{пр} = 60 Q_0 / q_v \quad (2)$$

3. Определяется параметр v^1 , мин развития пожара

$$v^1 = a_0 + a_1 Q_0 / S, \quad (3)$$

где a_0 и a_1 — коэффициенты уравнения (3) берутся из таблицы 2.

4. Определяется дальность L_n распространения пожара

$$L_n = V_{пр} (\sqrt{\tau^2 + v^2} - v) + L_0, \quad (4)$$

где L_0 — начальная длина зон воспламенения (берется из таблицы 3).

5. Находится время горения τ_r , мин в месте возникновения пожара по наиболее длительно горящему материалу

$$\tau_r = m_i / V_r, \quad (5)$$

где V_r , кг/м²/мин — скорость горения дерева или конвейерной ленты (берется из таблицы 1).

Табл. 1. Данные о горючих материалах

Вид горючих Материалов	Масса горючего материала m_i , кг/м ²	Объем воздуха на полное выгорание, q_i , м ³ /кг	Ширина горящей поверхности Π_i , м	Скорость горения, V_r , кг/м ² мин
Конвейерная лента: — резинотканевая — резинотросовая	15 22	10 10	2H 2H	0,37 0,37
Дерево: — затяжки —затяжки и рамы с расстоянием до 0,8 м — то же с расстоянием до 0,8 м	22 33 44	4 4 4	$3,3\sqrt{S}$ $3,3\sqrt{S}$ $3,3\sqrt{S}$	0,21 0,21 0,21
Примечание: H — ширина конвейерной ленты, м.				

Табл. 2. Коэффициенты уравнения 3

Вид горючих материалов	Коэффициент a_0 , мин	Коэффициент a_1 , мин/м
Конвейерная лента	80	42
Конвейерная лента и деревянные затяжки	20	21
Деревянные затяжки	20	42
Деревянные затяжки и рамы	20	21

Табл. 3. Данные по источникам воспламенения

Источники воспламенения	Начальная длина зоны воспламенения, L_0 , м
Минеральное масло, метан на больших площадях	$10/\Pi_i$
Конвейерная лента при пробуксовке, метан локально или горючие материалы при коротком замыкании	$5/\Pi_i$
Примечание. В остальных случаях L_0 принимается равным нулю.	

6. Определяется длина зоны тления L_T для времени $\tau > \tau_r$ по формуле

$$L_T = V_{пр} (\sqrt{(\tau - \tau_r)^2 + v^2} - v) + L_0. \quad (6)$$

7. Определяется длина зоны горения l_r

$$l_{\Gamma} = L_{\Pi} - L_{\Gamma}. \quad (7)$$

8. При наличии данных разведки и содержании кислорода и в виде горючего материала на аварийном участке определяется более точно длина зоны горения

$$l_{\Gamma}^1 = (1 - c_{\kappa}/c_{\kappa 0}) Q_0 / (m_i \Pi_i V_{\Gamma}). \quad (8)$$

9. Находится коэффициент нагрева воздуха в зоне горения

$$a_{\Gamma} = 0,12 + 0,15 Q_0 / S. \quad (9)$$

10. Определяется максимальная температура T_m , °К пожарных газов в зоне горения

$$T_m = T_0 + (T_{\Gamma} - T_0) (1 - e^{-a_{\Gamma} l_{\Gamma} / \sqrt{S}}), \quad (10)$$

где T_{Γ} — температура горения (ориентировочно может быть принята равной 1273°К).

11. Находится расстояние X по ходу движения струи воздуха от конца зоны горения до устья выработки

$$X = l_{\Gamma} - X_0. \quad (11)$$

12. По данным разведки о температуре воздуха $T_{\kappa} > T_0$ в исходящей струе из аварийной выработки находится более точно расстояние до зоны горения

$$X^1 = (10 \sqrt{S} / a_{\Gamma}) \ln(T_m - T_0) / (T_{\kappa} - T_0). \quad (12)$$

13. Определяется расчетная температура воздуха T_{κ} на выходе из аварийной выработки

$$T_{\kappa} = T_0 + (T_m - T_0) e^{-a_{\Gamma} X / (10 \sqrt{S})}. \quad (13)$$

14. Определяется величина тепловой депрессии h_{Γ} при $\rho_0 = 1,2 \text{ кг/м}^3$ и $g = 9,8 \text{ м/с}^2$ по формуле

$$h_{\Gamma} = \rho_0 g l_{\Gamma} \sin \beta (1 - T_0 / T_{\Gamma} + (10 \sqrt{S} / a_{\Gamma} l_{\Gamma}) \ln(T_{\kappa} / T_{\Gamma})). \quad (14)$$

15. Находится коэффициент термического расширения воздуха

$$\kappa_{\Gamma} = 1 + l_{\Gamma} / l [T_{\Gamma} / T_0 - 1 + 10 \sqrt{S} / a_{\Gamma} l_{\Gamma} (T_m / T_0 - T_{\kappa} / T_0)]. \quad (15)$$

При моделировании на ПЭВМ аварийной ситуации, оценке устойчивости вентиляционных струй и выборе необходимого режима проветривания аварийного участка, в модель вводится поправка аэродинамического сопротивления пожарной выработки на величину κ_{Γ} : $R_a = \kappa_{\Gamma} R$. Величина тепловой депрессии пожара определяется на момент времени τ после возникновения очага пожара. Такой подход позволяет производить оценку влияния тепловой депрессии пожара на проветривание аварийного участка на любой момент времени, после начала горения.

Важным элементом моделирования аварии является учет действия всех факторов на вентиляцию горных выработок [2–5]. Методическая база расчетов должна позволять оценивать не только влияние каждого фактора в отдельности, так и их комплексное воздействие на проветривание аварийного участка. Аналогичный, комплексный, подход должен применяться при работе любых средств пожаротушения.

Библиографический список

1. **Руководство** по определению параметров подземного пожара и выбору эффективных средств его тушения: Утв. Всесоюзным управлением ВГСЧ 9.09.85 / ВНИИГД. — Донецк, 1985. — 96 с.

2. **Рекомендации** по выбору эффективных режимов проветривания шахт при авариях. — Донецк: НИИГД, 1995. — 168 с.

3. **Руководство** по применению инертных газов при ликвидации пожаров в шахтах, опасных по газу и пыли: Утв. Всесоюзным управлением ВГСЧ 22.10.86 / ВИИГД. — Донецк, 1989. — 190 с.

4. **Руководство** по применению инертных газов при ликвидации пожаров в шахтах: Утв. Начальником Центрального штаба ВГСЧ Минуглепрома СССР 19.07.89 / ВНИИГД. — Донецк, 1989. — 190 с.

5. **Болбат И.Е., Лебедев В.И., Трофимов В.А.** Аварийные вентиляционные режимы в угольных шахтах. — М.: Недра, 1992. — 206 с.

© Булгаков Ю.Ф., Трофимов В.А., Мельникова Я.В., Трофимова О.В., 2006

УДК 622.4

ТРОФИМОВ В.О. канд.техн.наук (ДонНТУ)

ТЕОРЕТИЧНІ ОСНОВИ РІВНЯННЯ БЕРНУЛЛІ

Розглянуто структуру рівняння Бернуллі та можливість його використання у аерології гірничих підприємств.

Умови вентиляції глибоких шахт Донбасу характеризуються підвищеним тиском повітря (більше 790 мм рт.ст.) на глибині більше ніж 1200 м, температурою (34–34°C) та 100% вологістю повітря. Особливого значення в тих умовах набуває дія природної тяги. В гірничій вентиляції є термін «природний» розподіл повітря. Його винайшли розробники програмного забезпечення, яке дозволяє моделювати шахтні вентиляційні мережі. Сенс того терміну (в сьогоднішньому розумінні) полягає у тому, що це розподіл повітря по виробках шахти за рахунок дії вентилятора головного провітрювання. То є похибкою. Природним розподілом слід вважати **розподіл повітря у шахті тільки за рахунок дії природної тяги** (вентилятори зупинені). Спробуємо розібратися, як відтворює дію природної тяги у мережі рівняння Бернуллі.

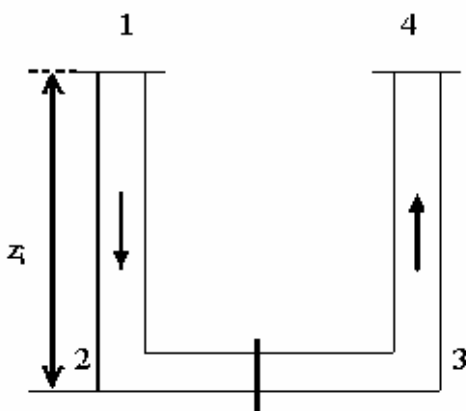


Рис.1. Схема вентиляційного контуру

Припустимо, що три гірничі виробки складають відкритий вентиляційний контур. Дві із них 1–2 та 3–4 вертикальні (чи похилі), а одна горизонтальна (рис.1). Висота стовпів повітря у виробках 1–2 та 3–4 однакова (z_i). Середня густина повітря у стовпі 1–2 дорівнює $\rho_{\text{ср.1}}$, а у стовпі 3–4 — $\rho_{\text{ср.2}}$. С початку припустимо, що $\rho_{\text{ср.1}} = \rho_{\text{ср.2}}$.

Складемо рівняння Бернуллі для виробки 1–2. Відразу виявляється, що у повному обсязі це не можливо. Вимірювати швидкість повітря у перерізах (1, 2, 3, 4), де починаються чи закінчуються гірничі виробки не має сенсу. На початковому та кінцевому перерізах виробок поле швидкостей повітря деформоване і виміряти середню швидкість неможливо (можна щось виміряти, але із похибкою). Для того рекомендується [1] вибрати рівну частину виробки із сталим полем швидкостей. Тобто, виміри швидкості треба робити подалі від місцевих опорів (місце з'єднання гірничих виробок є місцевим опором). За дослідженнями А.А.Харева та фахівців інституту ім. Жуковського [2] поле швидкостей

стає сталим на відстані $10-12b$ (b — ширина виробки) за місцевим опором (по ходу вентиляційного струменя). Але якщо виробка 1–2 це ствол із свіжим повітрям, який має діаметр 5 м, то швидкість можна виміряти (без похибки) тільки на відстані 50 м від рівня поверхні землі. В нижній частині виробки 1–2 (на рівні почви виробки 2–3) теж немає чого вимірювати. Там поняття «переріз» взагалі втрачає сенс. За Харевим виміри слід робити на відстані $5b$ перед місцевим опором. Ближче виникає похибка від збурення струменя перед місцевим опором. Поворот із ствола 1–2 у виробку 2–3 є місцевим опором (коліно). Що виходить? Щоб виміряти швидкість повітря треба викинути із стовпа висотою 100 м (z_i) 75 м? Дуже цікаве оте рівняння Бернуллі! Майже невловиме. А що робити коли стовп повітря заввишки 50 м? На жаль, Бернуллі жив аж у 18 сторіччі і тепер нічого не скаже із того приводу. Цікаво, де ж поділося оте рівняння, яке є головним законом аерології? Подивимося на те, що залишилося.

Отже, тиск повітря у «перерізі» 1 (поверхня землі) становить P_1 (ми його виміряли за допомогою мікробарометру), а на рівні почви виробки 2–3 тиск дорівнює P_2 . Припустимо, що вентилятор стоїть, а у виробці 2–3, десь посередині, стоїть глуха перемичка. Повітря не йде, але тиск у стовпа 1–2 дорівнює

$$P_2 = P_1 + \rho_{\text{cp.1}} z_i. \quad (1)$$

Повітря не йде, депресії немає, а тиск є. Якщо зруйнувати ту віртуальну перемичку, то нічого не зміниться. Адже тиск обох стовпів однаковий. Припустимо, що густина $\rho_{\text{cp.2}}$ зменшилася до $\rho'_{\text{cp.2}}$ (за рахунок тепла вміщуваних порід). Тоді, тиск стовпа 3–4 зменшиться. Стовп 1–2 буде витіснити стовп 3–4 із шахти. Виникла природна тяга. Зменшиться тиск не тільки у точці 3 і у точці 2. В стволі 1–2 частина тиску буде витрачена на подолання аеродинамічного опору виробки 1–2. Тиск стовпа повітря співпадає із напрямком руху повітря. Тепер величина P_2 зменшиться до P'_2 на величину депресії виробки (h_{1-2})

$$P'_2 = P_1 + \rho_{\text{cp.1}} z_i - h_{1-2}. \quad (2)$$

Або, з урахуванням (1)

$$P'_2 = P_2 - h_{1-2}.$$

Тепер депресія виробки (ствола) дорівнює

$$h_{1-2} = P_1 - P'_2 + \rho_{\text{cp.1}} z_i = P_2 - P'_2. \quad (3)$$

Із рівняння (3) ми бачимо, що депресія ствола це просто різниця тисків повітря у низу ствола. Треба виміряти тиск коли повітря стоїть (P_2) і коли йде (P'_2). Коли повітря стоїть, то різниця тисків, які виміряємо на поверхні землі та на рівні почви якогось горизонту, дадуть тиск стовбура повітря у стволі. Якщо поділімо тиск того стовбура на глибину (z_i) будемо знати середню густину повітря у стволі. Цікаво, співпадає вона із тією «середньою», яку ми вираховуємо зараз, по вимірах на поверхні і під стволом без зупинки струї?

По структурі цього рівняння воно схоже на рівняння Бернуллі, але не є ним у повному сенсі. Немає двох перерізів та тиску повітря, відносно якоїсь нікому не відомої лінії, яку можна проводити як заманеться. Таке можна робити тільки у гідродинаміці, де густина рідини незмінна по усій мережі.

В шахті рівняння Бернуллі працює тільки за умови стаціонарного (сталого) руху. У виробках довжиною менше $15b$ сталого руху взагалі немає. Витрати енергії чи депресію таких виробок слід розраховувати як депресію місцевого опору ($h_{\text{м.о.}}$) по формулі Борда-Карно [3]

$$h_{\text{м.о.}} = (\rho/2)(u_1 - u_2)^2, \quad (4)$$

де u_1, u_2 — швидкість у вузькому ти широкому перерізах.

На вході у ствол 1–2 швидкість повітря дорівнює нулю ($u_2 = 0$). Тоді рівняння (4) змінює вигляд

$$h_{м.о} = (\rho/2)u_1^2. \quad (5)$$

Коефіцієнт місцевого опору вираховують за допомогою коефіцієнта звуження струї. Але у реальних умовах у стволах є растрели та направляючі по яких спускають кліті та скипи. Із того, можна зрозуміти, що розрахункова депресія та аеродинамічний опір повсякденно будуть меншими ніж ті, що виміряні. Треба вимірювати. Всі розрахунки дають похибку до 100%.

Звернемося до твердження, яке надано у старому підручнику «Рудничная вентиляция» [1]. «Повітря повсякчас рухається із простору з більшим тиском до простору з меншим тиском». Попередній аналіз показує, що твердження для шахти не вірне. Воно літературне і діє тільки у тому разі, коли вся вентиляційна мережа виглядає як одна горизонтальна гірнична виробка. Для шахтної вентиляційної мережі таке твердження не має сенсу. Адже на рисунку 1 зображена мережа із трьох виробок-гілок. Якщо ви не маєте характеристику виробки 2–3 та 3–4, то не можете знати чому повітря не йде по виробці 1–2. Можливо у виробці 2–3 стоїть герметична перемичка, а можливо густина повітря у стволі 3–4 також як і у стволі 1–2. Не можна судити про провітрюванні однієї виробки, не знаючи, що відбувається у мережі. Потрібна не аерологія гірничих підприємств, а «Аерологія вентиляційних мереж». В цій, новій аерології, аналогічне наукове положення для гірничої виробки має такий вигляд: повітря повсякчас рухається із простору з більшим тиском до простору з меншим тиском, якщо ці простори обмежено горизонтальним каналом із твердими стінками і опір каналу не є нескінченним.

Якщо у мережі діють два джерела енергії (природна тяга і вентилятор), то різницю тиску на кінцевих перерізах усіх виробок формують разом обидва чинники. Дія вентилятора (коли він працює на всмоктування) зменшує тиск повітря у всіх перерізах шахти. Вона підвищує депресію усіх гірничих виробок, тому що розрідження повітря, яке робить вентилятор підвищується по усіх шляхах руху повітря, від поверхні до колеса вентилятора. **Природна тяга виникає тільки у вентиляційному контурі де є дві вертикальні чи похилі виробки. Отже, природна тяга у шахті, це різна густина повітря у двох похилих чи вертикальних гірничих виробках. Різниця тиску стовбів повітря між двома такими виробками визначає величину природної тяги у вентиляційному контурі. В одній вертикальній чи похилій виробці (у мережі) природної тяги немає. Там є тільки тиск стовбура повітря, який формується між початковим перерізом похилої (вертикальної) виробки і лінією яка визначає рівень почви горизонтальної виробки, яка поєднана із тою похилою (вертикальною).** Формулювання, що наведено, належать аерології вентиляційних мереж.

Підемо далі. Подивимось, що відбувається, якщо до справи залучити механічне джерело руху — вентилятор. Додамо прямо до устя ствола 4–3 вентилятор головного провітрювання. Тобто, зробимо усе так, як показано у старому і останньому підручниках з вентиляції чи аерології [1, 3]. Ми теж зробимо вигляд, що нічого не знаємо по каналах вентиляторів та вентиляційні установки, які є на кожній шахті в Україні.

Після того, як починає працювати вентилятор, тиск повітря у точці 2 ще зменшиться (P''_2). Тепер зрозуміло, що він зменшиться рівно на величину депресії яку витратить вентилятор, щоб проштовхнути додаткове повітря по цій виробці

$$P''_2 = P_1 + \rho_{сп.1} z_t - h'_{1-2}, \quad (6)$$

де h'_{1-2} — депресія гірничої виробки, яка виникла за рахунок сумісної дії природної тяги та вентилятора.

Якщо напрямок дії природної тяги і вентилятора співпадають (коли діє тільки природна тяга, повітря рухається у тому ж напрямку, що і за рахунок дії вентилятора) то $h_{1-2} > h_{1-2}$.

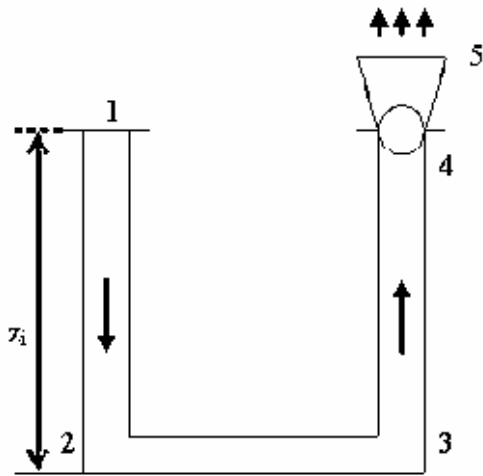


Рис.2. Схема спрощеної шахтної мережі

рис.2) повністю співпадають. Такі відкриті вентиляційні контури в шахтній мережі є єдиними контурами, для яких можна записати

$$h_{ш} = h_{в.ш} + h_e, \quad (7)$$

де $h_{ш}$, $h_{в.ш}$, h_e — відповідно, депресія шахти; частка депресії вентилятора, яка витрачається в шахтній мережі; депресія природної тяги, яка формується у відкритому контурі.

Якщо ж, наблизитись ще на крок до реальної вентиляційної мережі сучасної шахти, то треба додати до схеми канал вентилятора (рис. 3).

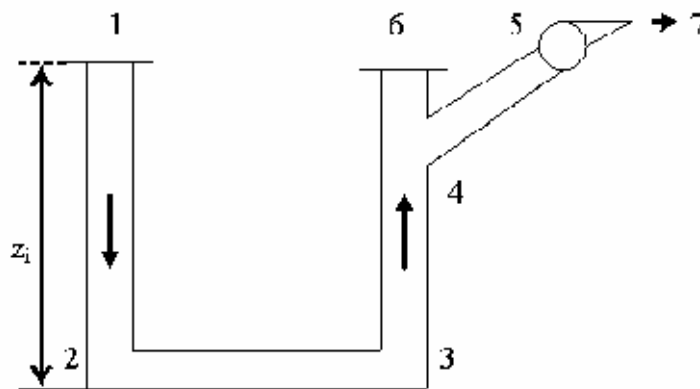


Рис.3. Схема спрощеної шахтної мережі з каналом вентилятора

Тільки для такої мережі, при умові, що у місці поєднання ствола 3–4 з каналом, відсутні втрати депресії на місцевий опір (енергія витрачається за законом Борда-Карно), можна записати ідеалізоване рівняння Бернуллі. Воно показує витрати депресії у мережі 1–2–3–4, коли в ній діє природна тяга та працює вентилятор головного провітрювання. Рівень почви каналу вентилятора лежить, як правило, на глибині всього 6–8 м, тому рахуємо, що висота стовпів повітря у обох стволах рівна (z_1)

$$h_{ш} = P_1 - P_2 \pm z_1 q (\rho_{ср.1} - \rho_{ср.2}) + (\rho_c / 2) u_c^2, \quad (8)$$

де q — прискорення вільного падіння; ρ_c — густина повітря в стволі 3–4 на рівні почви каналу вентилятора; u_c — швидкість повітря у перерізі ствола 3–4, там де порохвана густина повітря.

Цікаво, що різницю $P_1 - P_2$ ($h_{в.ш.}$) можна виміряти за допомогою звичайного водяного манометра та гумової трубки із статичною трубкою на кінці. Величина $z_1 q$ ($\rho_{ср.1} - \rho_{ср.2}$) є природною тягою, а швидкісний напор, під час розрахунку опору шахти не рахується. До уваги береться тільки статична депресія. Кількість повітря, яке виходить із шахти ($Q_{ш}$) слід обчислювати з урахуванням густини ρ_c , а подачу вентилятора із урахуванням густини повітря перед вентилятором (ρ_v).

Слід розрізнити аеродинамічний опір ($R_{ш}$) шахтної вентиляційної мережі (ШВМ) і опір мережі вентилятора (R_v). Опір ШВМ дорівнює

$$R_{ш} = (h_{в.ш.} + h_e) / Q_{ш}^2. \quad (9)$$

Аеродинамічний (теоретичний) опір мережі вентилятора рахується як сукупність опорів (послідовне з'єднання) паралельного з'єднання «шахта — зовнішні підсмоктування» (1–4) та опору каналу вентилятора. Опір вентиляційної мережі вентилятора не є аеродинамічним, тому що у мережі діє інше джерело тяги — природна тяга. Така мережа є активізованою. Опір активізованої мережі рахується по результатах вимірів статичної депресії вентилятора та витоку повітря, яке проходить через вентилятор (з урахуванням густини повітря).

Висновки

1 Рівняння Бернуллі не є законом збереження енергії, якщо записано для однієї похилої чи вертикальної гірничої виробки; закон відтворюється тільки у елементарному, простому вентиляційному контурі.

2 Найбільш точно депресія вертикального ствола рахується як різниця тиску повітря внизу ствола, виміряна коли вентилятор (-ри) не працює (повітря у шахту не йде) та коли вентилятор (-ри) працює.

3 Витрати енергії (депресії) у виробках довжиною $15b$ і менше (b — ширина виробки), відбуваються за законом Борда-Карно.

4 У аерології підземних споруд сформувався новий напрямок «Аерологія вентиляційних мереж»; для вирішення питань моделювання шахтних вентиляційних мереж слід розробити нові підручники та посібники.

Бібліографічний список

1. Скочинский А.А., Комаров В.Б. Рудничная вентиляция. — М.: Углетехиздат, 1951. — 563 с.
2. Харев А.А. Местные сопротивления шахтных вентиляционных сетей. — М.: Углетехиздат, 1954. — 276 с.
3. Ушаков К.З. и др. Аэрология горных предприятий. — М.: Недра, 1987. — 421 с.

© Трофимов В.О., 2006

УДК 622.822.22: 004.942

ГРЕКОВ С.П. докт. техн. наук, ШАЙТАН И.А., ЗИНЧЕНКО И.Н. кандидаты техн. наук, ТЫНДА Г.Б. инж. (НИИГД)

ПРОГНОЗ ПОЖАРООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ СКОПЛЕНИЙ В ШАХТАХ

Предложены расчетные зависимости для определения комплексного показателя пожароопасности угольных скоплений, интенсивности и вероятности возникновения эндогенных пожаров, полученные на основании разработанной математической модели самонагревания угля в шахтах.

При определении уровня эндогенной пожароопасности угольных пластов исследователи либо ограничиваются оценкой склонности угля к самовозгоранию, тем самым, отождествляя это понятие с пожароопасностью, либо пытаются учесть всю совокупность факторов (включая физико-химические свойства угля) влияющих на процесс возникновения эндогенного пожара.

Первое направление «в чистом виде», т.е. основывающееся исключительно на результаты лабораторных исследований углей, получило развитие в Польше и внедрено в документе *PN-93/G-04558* (метод Ольпинского). Имеются также методы Мацяша [1], Ласонь [2], Цыганкевича.

Суть метода Ольпинского состоит в определении скорости нарастания температуры образцов угля, помещенных в воздушный поток, температура которого поддерживается на постоянном уровне (190 или 237°C). В зависимости от значения этого показателя и значения энергии активации угли подразделяются на 5 групп склонности к самовозгоранию.

В методе Мацяша определяется скорость роста температуры пробы угля, насыщенной водным раствором пергидроля. Если по истечении длительного времени температура угля повышается незначительно, а затем снижется, то такой уголь считается не склонным к самовозгоранию. У углей, склонных к самовозгоранию, в результате резкого ускорения реакции окисления температура в короткое время возрастает до 90–97°C.

Ласонь принял за меру склонности к самовозгоранию скорость выделения диоксида углерода в результате реакции окисления угля пергидролем в адиабатических условиях. Подготовка угля к исследованиям проводилась так же, как и в методе Мацяша. Показатель склонности угля к самовозгоранию определяется, исходя из скорости выделения диоксида углерода при температуре 90°C.

Цыганкевич считает, что склонность угля к самовозгоранию определяется совокупностью факторов: степенью метаморфизма угля, влажностью, сернистостью, пористостью и др. Им предложен метод исследования, заключающийся в наблюдении за процессом самонагревания пробы угля в адиабатическом калориметре в условиях, приближенных к естественным. В течение поставленного таким образом эксперимента температура угля сначала повышается до определенного уровня, а затем снижается. Для углей, достигших температуры 185°C, фиксируется продолжительность времени достижения этой температуры.

Склонность к самовозгоранию устанавливается в зависимости от продолжительности времени нагрева (табл. 1).

Табл.1. Классификация углей по их склонности к самовозгоранию методом Цыганкевича

Продолжительность нагрева угля до температуры 185°C, ч	более 500	500–200	200–100	менее 100
Склонность к самовозгоранию	Мало склонный	Средне склонный	Сильно склонный	Очень сильно склонный

На Украине применяется метод определения склонности углей к самовозгоранию путем исследования их физико-химических свойств в лабораторных условиях и последующего учета горно-геологических условий образования скоплений угля в шахтах [3]. Используя результаты лабораторных исследований, определяется значение комплексного критерия, который представляет собой продолжительность инкубационного периода самовозгорания испытуемого угля при определенных условиях. Далее это значение сравнивается с некоторым пороговым, которое устанавливается на основании многочисленных наблюдений за процессами самовозгорания угля в данном угольном месторождении.

Уголь шахтопласта считается склонным к самовозгоранию, если значение комплексного критерия ниже порогового значения и существуют благоприятные условия для образования (в условиях шахтопласта) скоплений угля.

Строго говоря, методикой определяется не только склонность углей к самовозгоранию, но и пожароопасность шахтопластов.

Помимо вышеизложенного, в НИИГД пожароопасность пластов изучалась статистическими методами [4]. В исследованиях учитывались наиболее значимые, с точки зрения авторов факторы: мощность (m) и угол залегания (α), пластов, содержание в углях серы S , скорость продвижения очистного забоя V , диффузионное сопротивление угля H_g .

Интенсивность возникновения пожаров $\lambda_{\text{ср}}$ (1/мес.) определялась по формуле, полученной в результате многофакторного анализа

$$\lambda_{\text{ф}} = -0,008 + 0,029m + 0,0007\alpha + 0,008S - 0,0008V - 0,0035H_g, \quad (1)$$

а вероятность возникновения хотя бы одного пожара P по формуле

$$P = 1 - e^{-\lambda_{\text{ф}} t}, \quad (2)$$

где t — время отработки выемочного участка, мес.

По степени пожароопасности пласты разделяются на 3 группы: I — особо опасные пласты (вероятность возникновения пожаров за время отработки выемочного участка $P > 0,75$); II — пожароопасные ($0,45 < P < 0,75$); III — малоопасные ($P < 0,45$).

Аналогичная классификация шахт по пожарной опасности, определяемая методами статистики, предложена Коздроем [5]. По вероятности возникновения пожара в течение 90 дней все шахты им подразделяются на 3 группы: I — шахты с высокой пожароопасностью ($0,85 < P < 1$); II — со средней пожароопасностью ($0,5 \leq P < 0,85$); III — с малой пожароопасностью ($0 < P \leq 0,5$).

Очевидно, и это подтверждают сами авторы, что несмотря на привлекательность вероятностных методов оценки эндогенной пожароопасности, область их применения ограничена отдельными угольными районами, шахтами, условиями разработки для которых они получены.

Вышеописанные методы оценки склонности углей к самовозгоранию и пожароопасности пластов относятся к угольным пластам «в целом», что позволяет классифицировать выемочные поля по фактору эндогенной пожароопасности [6] и разрабатывать каталоги склонности шахтопластов к самовозгоранию [7].

В то же время из практики разработки угольных пластов известно, что угли одних и тех же пластов в условиях одних шахт неоднократно возгорались, на других же шахтах не было зарегистрировано ни одного пожара. В пределах одной и той же шахты при аналогичных условиях разработки в одних лавах наблюдаются пожары, в других же — нет. Это свидетельствует о том, что пожароопасность носит локальный характер. Очевидно, что пожары возникают в местах потерь угля. Наиболее типичными являются потери, образующиеся:

- при отработке пластов большой мощности, когда оставляются пачки угля;
- при выемке пластов с весьма неустойчивыми породами кровли;
- при ведении очистных работ в зоне геологических нарушений;
- в случае возникновения газодинамических явлений;
- при наличии пропластков угля, находящихся в почве и кровле пласта.

Оценка пожароопасности пласта будет точнее, если оценивать пожароопасность отдельно взятых скоплений угля. Однако, при помощи статистики выполнить такую оценку не представляется возможным. Результаты статистических методов, скорее могут быть некоторым ориентиром для оценок, полученных путем детального изучения конкретных скоплений угля.

Исходя из вышеизложенного, для определения пожароопасности представляется целесообразным использовать критерий J , предложенный в работе [6]. Этот критерий учитывает как генерацию тепла, определяемую параметрами скопления угля и процессом проникновения к нему окислителя (кислорода воздуха), так и вынос тепла утечками воздуха и через окружающие породы. При этом учитываются все наиболее значимые параметры, выявленные при изучении пожароопасности статистическими методами: мощность пластов, угол их падения, химическая активность, скорость подвигания очистного забоя. Кроме того, в расчет принимаются дробимость угля, газоносность пластов, характер вмещающих пород.

Выражение для комплексного критерия пожароопасности получено в виде

$$J = \frac{T_0 \rho_0 C_p}{q_m C_0} (U + B) \left(\frac{1}{K_0} + \frac{1}{U} \right), \quad (3)$$

где T_0 — начальная температура угольного скопления, °К; ρ_0 — плотность воздуха, кг/м³; C_p — теплоемкость воздуха, кг/м³; q_m — теплота реакции окисления угля, КДж/моль; C_0 — концентрация кислорода на входе в скопление угля, моль/м³;

$$U = \varepsilon \left(\frac{v}{l} + 1,5 D l^2 \right), \quad (4)$$

где ε — пористость; l — длина скопления угля, м; v — скорость воздуха через скопление, м/с; D — коэффициент диффузии, м²/с;

$$B = \frac{2\lambda_s}{C_p \rho_0} \left(\frac{1}{m} + \frac{1}{b} \right)^2, \quad (5)$$

где λ_s — эффективный коэффициент теплопроводности, Вт/(м · К); m — толщина слоя скопления угля, м; b — ширина скопления угля, м; K_0 — константа скорости реакции, при $T=T_0$, 1/м.

Критическое значение пожароопасности определяется по формуле

$$J_{кр} = \frac{\exp\left(\frac{T_{кр}}{T_0}\right)}{\frac{T_{кр}}{T_0} - 1}. \quad (6)$$

Очевидно, что величина, обратная комплексному показателю, т. е. $1/J$, как отношение количества выделившегося тепла, к количеству теряемого за счет теплоотвода, связана с интенсивностью возникновения эндогенных пожаров. Согласно (3) имеем

$$1/J = \frac{q_m C_0}{T_0 \rho_0 C_p} \frac{U}{(U+B) \left(1 + \frac{U}{K_0}\right)}. \quad (7)$$

При константе сорбции кислорода K_0 больше обобщенного коэффициента фильтрации и диффузии ($K_0 > U$) и при теплоотводе B больше обобщенного коэффициента U (т.е. $B > U$), вместо зависимости (7) будем иметь

$$1/J = \frac{q_m C_0}{T_0 \rho_0 C_p} \frac{U}{B}. \quad (8)$$

Подставив в эту зависимость выражения (4) и (5), получим

$$1/J = \frac{0,5 \cdot q_m C_0}{T_0 \lambda_p} \cdot \frac{\varepsilon (v/l + 1,5D/l^2) m^2}{(1+m/b)^2}. \quad (9)$$

Входящая в эту формулу скорость воздуха через угольное скопление v может быть определена по формуле Козени [7]

$$v = \frac{\varepsilon^2 d_q^2}{180\eta(1-\varepsilon)^2} [gradP + gradP_m], \quad (10)$$

где d_q — диаметр частиц угля, м; η — динамическая вязкость воздуха, кг/(м·с); ε — пористость частиц угля; $gradP$ — градиент депрессии в скоплении угля, создаваемой шахтной системой проветривания, Па/м; $gradP_m$ — градиент тепловой депрессии, Па/м.

$$gradP_m = \rho_0 g (1 - T_0/T(\tau)) \sin \alpha, \quad (11)$$

где g — ускорение силы тяжести, м/с²; α — угол падения пласта, град.; τ — время с момента образования угольного скопления, определяемое по зависимости, с

$$\tau = 2,6 \cdot 10^6 x_0 / V, \quad (12)$$

где x_0 — расстояние от угольного скопления до очистного забоя, м; V — скорость подвигания очистного забоя, м/мес.

Будем считать пожароопасным угольное скопление если температура угля в нем достигает критического значения, т.е. примем $T(\tau) = T_{кр}$.

Тогда с учетом (10) и (11) выражение (9) для $1/J$ примет вид

$$\lambda_p = \frac{1}{\tau_0 J} = \frac{0,5 q_m C_0 \varepsilon}{T_0 \lambda_p \left(\frac{1}{m} + 1/b\right)^2} \left[\frac{d_q^2 [gradP] + \rho_0 g (1 - T_0/T_{кр}) \sin \alpha}{180\eta \left(\frac{1}{\varepsilon} - 1\right)^2 \rho_0 v} \right] + 1,5D/l^2. \quad (13)$$

где τ_0 — начальное время отработки, принимаемое равным 1 мес.; ν — кинематическая вязкость воздуха, $\text{м}^2/\text{с}$.

В этом выражении эффективный коэффициент теплопроводности λ_3 может быть определен с учетом испарения влаги по формуле [8]

$$\lambda_3 = \left[\varepsilon \lambda_6 + (1 - \varepsilon) \lambda_n \right] \left(0,375 + \frac{m}{\sqrt{\pi a t}} \right), \quad (14)$$

где λ_n — коэффициент теплопроводности окружающих пород, $\text{Вт}/(\text{м}\cdot\text{К})$, среднее значение составляет $\lambda_n=1$; λ_6 — коэффициент теплопроводности воздуха, принимаемая величина $\lambda_6=0,026 \text{ Вт}/(\text{м}\cdot\text{К})$; a — температуропроводность пород, $\text{м}^2/\text{с}$.

Полученные результаты позволяют определить вероятность возникновения пожара по формуле

$$P = 1 - \exp[-\lambda_p t], \quad (15)$$

где t — время отработки выемочного участка, мес.

С целью установления соответствия результатов, полученных предлагаемым методом и методом математической статистики, были проведены расчеты по 12 шахтам Донбасса. Результаты вычислений представлены в таблице 2.

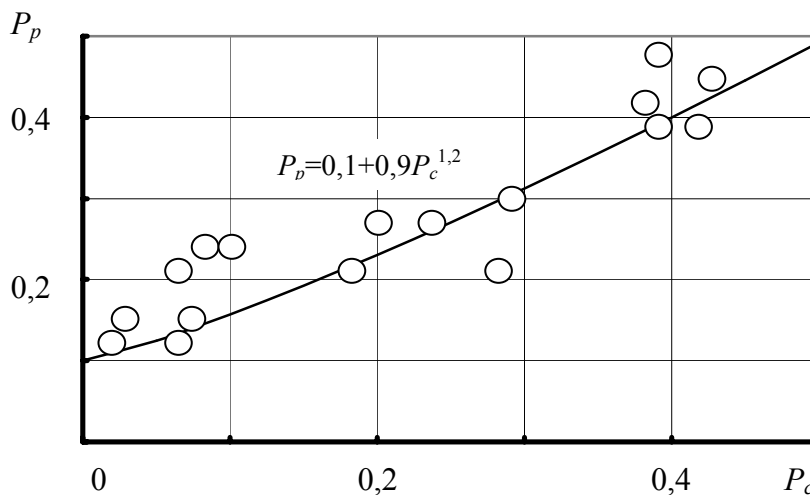


Рис.1. Сравнение результатов расчетов вероятностей возникновения пожаров согласно комплексному критерию пожароопасности P_p и статистическим данным P_c

Соответствие вероятностей возникновения пожаров, рассчитанных по предлагаемым зависимостям и полученных при обработке статистических данных об эндогенных пожарах, представлено на рисунке 1, из которого можно заключить об удовлетворительном совпадении расчетов по обеим зависимостям. Группы пожароопасностей, рассчитанные по обеим методикам, полностью совпадают, кроме шахты им. А.Ф. Засядько по пласту l_1 , для которого величина λ_p находится практически на границе II и III групп.

Предлагаемый метод позволяет использовать результаты лабораторных исследований углей для установления их склонности к самовозгоранию, а при наличии информации о горно-технических условиях разработки прогнозировать пожароопасность скоплений угля, образующихся в шахтах вследствие потерь.

Табл. 2. Исходные данные и результаты расчетов пожароопасности угольных пластов

№ п/п	Наименование шахты	Исходные данные										Результаты расчетов				
		Индекс пласта	Мощность пласта, м	Угол падения, α, град	Скорость подвигания лавы, V, м/мес	Теплопроводность пород, λ _п , Вт(м·к)	Начальная температура угля, T ₀ , К	Критическая температура угля, T _{кр} , К	Содержание кислорода, C ₀ , моль/м ³	Константа скорости окисления K ₀ ·10 ⁴ , 1/с	λ _р , 1/мес.	J _{кр}	Вероятность пожара, P		Заключение о пожароопасн. (группа)	
													Согласно расчетов по λ _р	Стат. методом по λ _ф	Согласно расчетов λ _р	Согласно расчетов по λ _ф
1	им.Засядько	m ₃	1,7	9	108	1	303	378	9,4	1,3	0,024	14,2	0,27	0,24	III	III
2	им. Гаевого	к ₅	1,8	65	50	1,2	303	387	9,4	1,8	0,059	11,3	0,46	0,41	III	III
3	Им. Калинина ПО «Артемуголь»	к ₈	1,6	52	38	1,1	303	384	9,4	4,1	0,046	13	0,43	0,44	III	III
4	Им. Мельникова ПО «Лисичанскуголь»	l ₄	2,1	19	30	0,9	303	386	9,4	5,1	0,055	13	0,48	0,41	III	III
5	«Трудовская» ПО «Донецкуголь»	l ₄	1,5	10	45	1,0	303	342	9,4	8,9	0,016	15	0,20	0,13	III	III
6	«Глубокая» ш/у «Донбасс»	h ₁	1,4	20	50	1,2	300	384	9,4	7,2	0,02	12,7	0,71	0,16	III	III
7	«Суходольская- Восточная» ПО «Краснодонуголь»	i ¹ ₃	1,6	12	35	1,0	300	372	9,4	1,6	0,035	14,4	0,37	0,29	III	III
8	Им. 50 лет СССР ПО «Краснодонуголь»	i ¹ ₃	1,3	13	70	1,1	300	378	9,4	5,0	0,02	15,3	0,25	0,34	III	III
9	«Северная» ПО «Дзержинскуголь»	l ₃	0,7	54	35	1,0	303	369	9,4	4,9	0,013	15,3	0,17	0,41	III	III
10	Им. А.Ф.Засядько	l ₁	2,0	12	120	0,9	303	369	9,4	6,0	0,03	14,9	0,34	0,48	II	III
11	«Герновская» ПО «Павлоградуголь»	c ₆	1,1	2	45	1,1	303	363	9,4	5,1	0,014	14,4	0,17	0,11	IV не скл.	IV не скл.
12	Им. Абакумова ПО «Донецкуголь»	m ₃	1,0	8	40	1,0	303	360	9,4	4,8	0,012	14,9	0,17	0,09	IV не скл.	IV не скл.

Библиографический список

1. **Maciejasz Z.** Wskazniki sklonnosci wegla do samozapalenia // Arch. Gorn, 1959. — Т.4. — nr 1–2. — Str. 125–134.
2. **Lason M.** Szybkosc wydzielenia dwutlenku wegla w reakcji wegla Kamiennego z perhydvolem jako metoda badania samozapalnoscii wegla Kamiennych // Arch. Gorn, 1959. — Т.4. — nr 1–2. — Str. 53–63.
3. **Методика** определения склонности углей к самовозгоранию: Утв. Минуглепромом СССР 18.02.91. — Донецк: НПО «Респиратор», 1991. — 37 с.
4. **Шайтан И.А.** Комплексный показатель эндогенной пожароопасности выемочных полей // Техника безопасности, охрана труда и горноспасательное дело, 1981. — № 4. — С. 14–15.
5. **Kozdvoj M.** Metoda wyznaczania wskazanikow zagozenia pozawowego w kopalniach wegla // Przeg. Gorn, 1962. — № 12. — Str. 18.
6. **Бонецкий А.С., Казаков С.П.** Классификация и оценка выемочных полей по фактору эндогенной пожароопасности // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых, 1981. — № 5. — С. 72–76.
7. **Клубкова Н.Ф., Саранчук В.И., Сухаревский В.М.** Каталог склонности к самовозгоранию шахтопластов Донбасса. — Макеевка-Донбасс, 1965. — 75 с.
8. **Греков С.П., Зинченко И.Н., Тында Г.Б.** Моделирование теплообменных процессов в самовозгорающихся двухфазных средах методом прямых // Вісник Харківського національного університету. — Харків, 2005. — № 661. — С. 89–96.
9. **Лыков А.В.** Теплообмен: Справочник. — М.: Энергия, 1971. — 560 с.

© Греков С.П., Шайтан И.А., Зинченко И.Н., Тында Г.Б., 2006

УДК 622.41:533.6

БОКИЙ Б.В. канд. техн. наук (АП «Шахта им. А.Ф.Засядько»)

ИССЛЕДОВАНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА УТЕЧКИ ВОЗДУХА В УСЛОВИЯХ ПРЯМОТОЧНОЙ И ВОЗВРАТНОТОЧНОЙ СХЕМ ПРОВЕТРИВАНИЯ

Приведены результаты исследований изменения коэффициента утечек воздуха в зависимости от изменения расхода воздуха через лаву. Исследования проведены в выемках двух выемочных участков шахты им. А.Ф.Засядько.

Многочисленные измерения концентрации метана C показали, что в верхней части лавы, возле сопряжения с вентиляционным штреком, часто наблюдалось превышение допустимых значений C даже при значительных расходах воздуха, подаваемого на участок. Это вызывало необходимость временной приостановки очистной выемки, что снижало нагрузку на очистной забой, увеличивая себестоимость угледобычи. Нередко такое повышение C в районе верхних приводов конвейеров наблюдалось на фоне относительно невысоких значений C в вентиляционных штреках на расстоянии 20–30 м от лавы. Это свидетельствовало о том, что при проектировании проветривания неверно принимался коэффициент утечек воздуха $k_{ут.в.}$ через выработанное пространство лавы. Коэффициент рассчитывался по формулам нормативного документа [1], предусматривающим учет вынимаемой мощности пласта, минимального значения поперечного сечения лавы и коэффициента крепости пород кровли. В соответствии с [1] значение $k_{ут.в.}$ находилось на уровне 1,5–1,8 для условий пласта l_1 и $k_{ут.в.}=1,3–1,5$ — для условий пласта m_3 . По результатам воздушных съемок, проводимых участком ВТБ,

$1,3 < k_{\text{ут.в.}} < 2,3$. Это можно было расценить как свидетельство присутствия и других, влияющих на $k_{\text{ут.в.}}$ факторов, помимо упомянутых в [1]. Одним из факторов, влияющих на утечку, может выступать депрессия участка $h_{\text{уч}}$, зависящая от длины выработанного пространства $L_{\text{в}}$. Величина $h_{\text{уч}}$ может влиять на $k_{\text{ут.в.}}$ благодаря изменению скорости движения воздуха через выработанное пространство, что влечет за собой изменение режима движения от ламинарного к турбулентному или наоборот. Кроме того, нельзя исключить влияния длины выработанного пространства на площадь фильтрации утечки. Поэтому нами была исследована зависимость $k_{\text{ут.в.}}$ от величины расхода воздуха через лаву и от $L_{\text{в}}$.

Значения $k_{\text{ут.в.}}$ определялись в выработках участка 10-й западной лавы пласта l_1 , которая на первом этапе проветривалась по прямоточной схеме с подсвеживанием исходящей струи воздуха, а также в выработках 17-й восточной лавы пласта m_3 , которая фактически проветривалась по возвратной (исходящая в сторону массива) схеме проветривания. Обе лавы отрабатывались по столбовой системе разработки при наклонной высоте этажа 240–250 (10-я западная лавы) и 260–270 м (17-я восточная лавы). Суточное подвигание каждой из лав составляло 4–5 м и более. Непосредственной кровлей для 17-й лавы являлся аргиллит, для 10-й лавы — крепкий алевролит и песчаник. В обеих лавках применялись механизированные комплексы 3 КД-90. Вдоль штреков 10-й лавы выкладывалось по два ряда блоков БЖБТ, вдоль штреков 17-й лавы выкладывались деревянные костры.

В связи с тем, что проведение депрессионных съемок силами работников шахты невозможно, в исследованиях были использованы значения расходов воздуха, поступающего в лаву и на участок. Так как аэродинамическое сопротивление рабочего пространства лав $R_{\text{оч}}$ во время исследований изменялось незначительно, можно было полагать наличие линейной связи между $\sqrt{Q_{\text{оч}}}$ и $h_{\text{оч}}$.

Для 10-й западной лавы взаимосвязь между $Q_{\text{уч}}$ и $Q_{\text{вых}}$ отражала формула при корреляционном отношении $\eta=0,957$

$$Q_{\text{уч}}=770\exp(7,21\cdot 10^{-4}\cdot Q_{\text{вых}}), \quad (1)$$

где $Q_{\text{вых}}$ — расход воздуха на выходе из лавы, $\text{м}^3/\text{мин}$.

Аналогичная зависимость для условий 17-й лавы пласта m_3 имела вид ($\eta=0,78$)

$$Q_{\text{уч}}=1170\exp(3,41\cdot 10^{-4}\cdot Q_{\text{вых}}). \quad (2)$$

Как следует из (1) и (2), зависимость $Q_{\text{уч}}$ от $Q_{\text{вых}}$ не линейна, поэтому отношение данных величин не следует рассматривать в качестве коэффициента, так как оно непостоянно и зависит от $Q_{\text{вых}}$. Об этом свидетельствуют графики, изображенные на рис. 1 и 2, которые не линейны, а величина $k_{\text{уч}}$ равна отношению $Q_{\text{уч}}/Q_{\text{вых}}$ и, практически, функционально зависима от $Q_{\text{вых}}$.

В связи с тем, что точность определения каждого значения $k_{\text{уч.в.}}$ зависит как от случайной ошибки $Q_{\text{уч}}$, так и от ошибки $Q_{\text{вых}}$, теснота корреляционной связи между $Q_{\text{вых}}$ и $k_{\text{ут.в.}}$ заметно слабее, чем аналогичная связь между исходными величинами $Q_{\text{вых}}$ и $Q_{\text{уч}}$. Это свидетельствует о том, что на стадии проектирования значение $Q_{\text{уч}}$ по $Q_{\text{вых}}$ целесообразней определять не через $k_{\text{ут.в.}}$, а по соответствующей зависимости, аналогичной (1) или (2). Правда, для этого необходим значительный объем экспериментальных исследований взаимосвязи величин $Q_{\text{вых}}$ и $Q_{\text{уч}}$ при разных схемах проветривания.

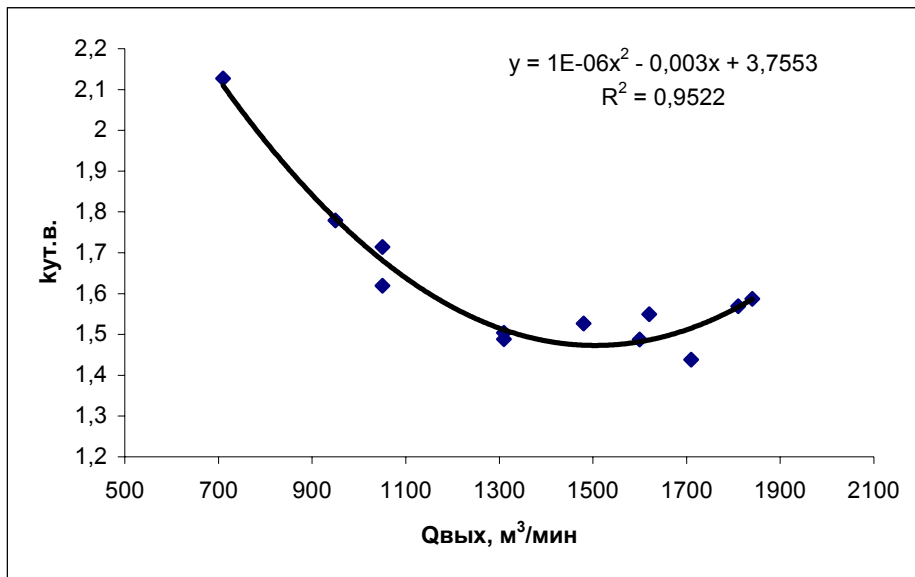


Рис. 1. График зависимости коэффициента утечки от расхода воздуха на выходе из 10-й западной лавы пласта l_1

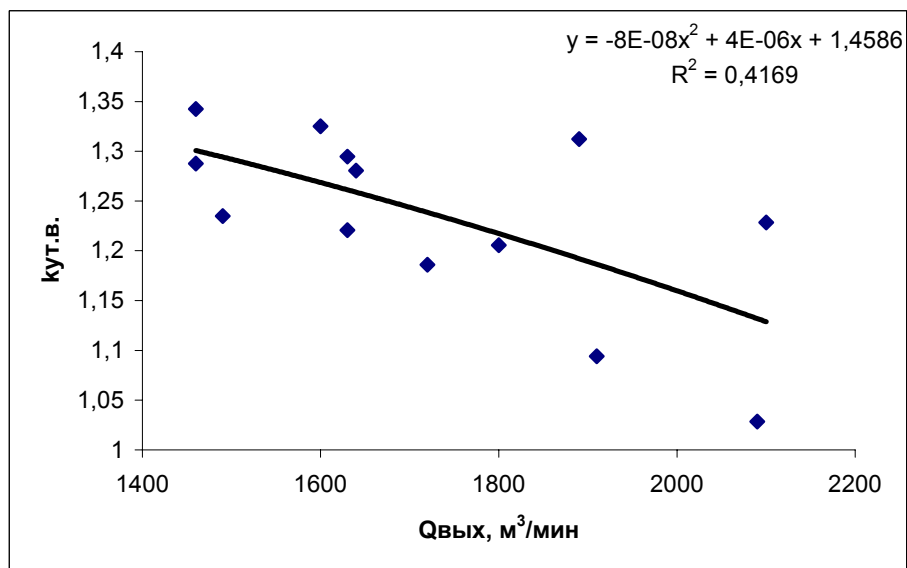


Рис. 2. График зависимости коэффициента утечки от расхода воздуха на выходе из 17-й восточной лавы пласта m_3

Как следует из рис. 1, при прямоточном (с подсвежением исходящей) значении $k_{\text{ут.в.}}$ с увеличением $Q_{\text{вых}}$ вначале снижается, а при $Q_{\text{вых}} > 1500 \text{ м}^3/\text{мин}$ удерживается на, практически, одном уровне. При возвратоточном проветривании (см. рис. 2) с ростом $Q_{\text{вых}}$ наблюдается лишь тенденция к снижению $k_{\text{ут.в.}}$ во всем исследованном диапазоне $Q_{\text{вых}}$ (от 1450 до 2100 $\text{м}^3/\text{мин}$).

Исследования, проведенные в выработках других участков, показали, что зависимость $Q_{\text{уч}}$ от $Q_{\text{вых}}$ может быть более сложной (см. рис. 1 и 2). Кроме того было обна-

ружено, что на зависимость $Q_{уч}$ от $Q_{вых}$ влияют изменение расстояний от лавы до наклонных выработок, возведение перемычек и другие причины.

Определенный интерес представляла зависимость $k_{ут.в.}$ от $L_в$, так как в условиях прямоточного проветривания расходы воздуха по лаве и участку с увеличением $L_в$ закономерно убывали. Это было связано с увеличением аэродинамического сопротивления $R_{в.ш.}$ части вентиляционного штрека, находившегося в выработанном пространстве. Результаты исследования зависимости $k_{ут.в.}$ от $L_в$ представлены на рис. 3.

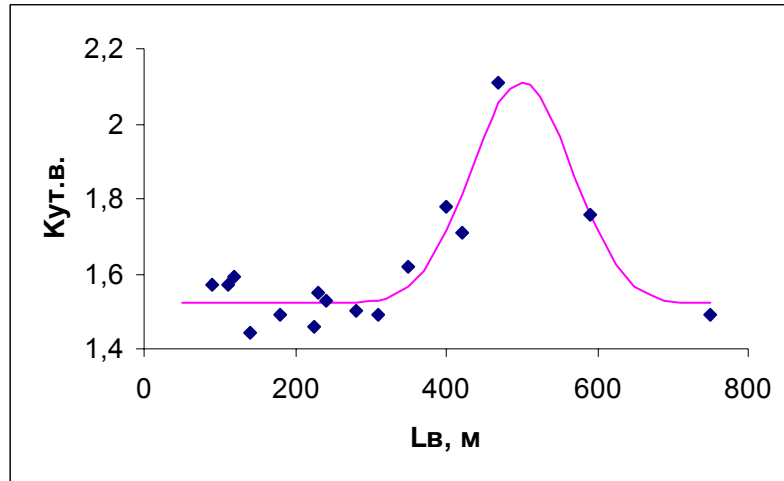


Рис. 3. Характер распределения коэффициента $k_{ут.в.}$ по длине выработанного пространства 10-й западной лавы пласта l_1

Как следует из рис. 3, величина $k_{ут.в.}$ распределена вдоль $L_в$ по нормальному закону, который в данном случае отражает формула ($\eta=0,9573$)

$$k_{ут.в.}=1,52+0,59exp[-1,12(L_в-5)^2], \quad (3)$$

где $[L_в]=$ сотни м.

Своего же максимального значения коэффициент $k_{ут.в.}$ достигал при $L_в=500$ м. Вероятно, в данный период аэродинамическое сопротивление выработанного пространства $R_{в.п.}$ снижалось до наименьшего значения и было способным пропустить максимальное количество воздуха.

Такую зависимость $k_{ут.в.}$ от $L_в$ можно объяснить, если представить себе, что плавный процесс опускания непосредственной кровли прерывается ее обрушением и образованием достаточно широких каналов для движения воздуха между слоями обрушившейся непосредственной кровли и удерживающейся основной кровлей. Такой процесс может в значительной степени повысить проницаемость выработанного пространства и, как следствие, увеличить утечки воздуха, что и приведет к возрастанию $k_{ут.в.}$. Более сложной является задача, установить причины, по которым в условиях постоянства $R_{оч}$ и $R_{в.п.}$ увеличение $Q_{вых}$ приводит к снижению $k_{ут.в.}$. Это может иметь место в тех случаях, когда увеличение $Q_{уч}$ сопровождается сменой менее энергозатратного режима движения воздуха по выработанному пространству на более энергозатратный и относительно меньше воздуха течет через выработанное пространство.

Режимы движения воздуха через выработанное пространство многими исследователями ранее изучались в шахтах и на моделях, а результаты этих исследований наиболее полно представлены в работе [2]. Как следует из [2], общепринятыми являются

два способа математического выражения закона движения воздуха через выработанное пространство

$$h_{в.п.} = R_{в.п.} \cdot Q_{в.п.}^n, \quad (4)$$

где $h_{в.п.}$ — депрессия выработанного пространства, даПа; $Q_{в.п.}$ — расход воздуха через выработанное пространство, м³/с; n — показатель степени ($1 < n \leq 2$).

$$h_{в.п.} = R_{л.} Q_{в.п.} + R_{т.} Q_{в.п.}^2, \quad (5)$$

где $R_{л.}$, $R_{т.}$ — соответственно линейное и квадратичное сопротивление потоку, к м.

Принято считать, что оба уравнения, (4) и (5), характеризуют взаимосвязи между параметрами промежуточного режима движения, при котором существуют как вязкая, так и инерционная составляющие потерь напора.

Исследователи ДонУГИ констатировали, что слагаемые уравнения (5) могли быть не только положительными, но и отрицательными величинами [3]. Этот вывод авторов [3] основывался на факте спрямления линий графиков, характеризующих взаимосвязи h и Q , представленных в координатах Q , (h/Q) (где Q , h — соответственно расход воздуха и депрессия выработанного пространства). Однако знак «минус» перед каким-либо слагаемым (5) означал, что данное слагаемое характеризовало не потери напора, а источник тяги, который фактически отсутствовал в пределах изучаемого отрезка вентиляционной сети. Поэтому (5), названное двучленным законом сопротивления, не отражает физики процесса и может применяться только формально. Ученые, занятые исследованиями в других областях знаний, неоднократно отмечали, что факт удачной линеаризация графиков в соответствии тех или иных формул еще не является доказательством состоятельности предпосылок, использованных при выводе этих формул.

Нам представляется возможным использовать (5) для анализа физических процессов в тех случаях, когда поток воздуха (или газа) последовательно одни отрезки своего пути преодолевает в ламинарном режиме, а другие — в турбулентном. В реальных условиях, когда потоки с различными режимами движения сливаются и разделяются, изменяются качественно и количественно, использование (5) для анализа физических процессов не имеет смысла. В ряде случаев, например, при анализе процессов, влияющих на количественное значение $k_{ут.п.}$, целесообразней использовать (4).

Чтобы определить условия, при которых увеличение $Q_{вых}$ может обусловить снижение $k_{ут.в.}$ нами принята простая математическая модель, построенная на следующих предпосылках: в выработанном пространстве, непосредственно примыкающем к рабочему пространству лавы, сохраняется турбулентный режим движения воздуха (как и для потока через рабочее пространство лавы $n=2$); по мере удаления вглубь выработанного пространства режим движения воздуха изменяется, коэффициент n постепенно снижается до 1,0 и поток становится ламинарным; депрессия отрезков штреков, примыкающих к лаве, пренебрежимо мала по сравнению с депрессией лавы; потоки воздуха с разным режимом движения параллельны. При этом значение коэффициента утечки будет выражено формулой

$$k_{ут.в.} = 1 + (R_{оч})^{0,5} [(R_{y1})^{-0,5} + \sum h_{оч}^{(2-n_i)/2n_i} / (R_{yi})^{1/n_i}], \quad (6)$$

где n_i — показатель степени при Q_i ; (струя утечки воздуха через выработанное пространство лавы, расположенная непосредственно около рабочего пространства, характеризуется $i=1$ и $n=2$); R_{yi} — аэродинамическое сопротивление, оказываемое выработанным пространством i -ой струей.

Как следует из (6), при увеличении расхода воздуха через рабочее пространство лавы, что при $R_{оч} = const$ возможно лишь за счет повышения $h_{оч}$, значение $k_{ут.в.}$ будет за-

кономерно возрастать. Если почти весь поток утечки воздуха турбулентный, то значение $k_{ут.в.} \approx const$, не зависимо от расхода воздуха по лаве. Снижение $k_{ут.в.}$ при увеличении $Q_{вых}$ может означать, что при увеличении тяги расход воздуха через лаву растет интенсивнее, чем через выработанное пространство. Это возможно в случае смены режима движения воздуха через выработанное пространство с ламинарного (или переходного) на турбулентный, что представляется естественным при абсолютном увеличении расхода воздуха через выработанное пространство. Обстоятельства, способные обусловить такое соотношение расходов воздуха, могут возникнуть и при прямоточном проветривании, когда имеются значительные утечки воздуха из лавы по диагонали на вентиляционный штрек. В этом случае большое значение может иметь депрессия вентиляционного штрека, который оказывается в зоне интенсивной конвергенции боковых пород. Расчетная схема для данного распределения воздуха дана на рис. 4.

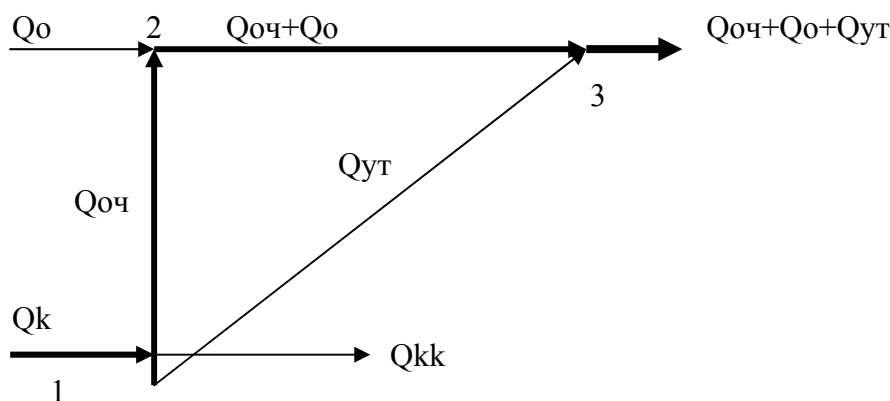


Рис. 4. Расчетная схема распределения потоков воздуха в условиях прямоточного проветривания добычного участка: Q_o , Q_k — расходы воздуха, продаваемого к лаве соответственно через вентиляционный (подсвежение) и конвейерный штреки; Q_{kk} — расход воздуха, проникающего через погашенный конвейерный штрек к фланговой вентиляционной выработке; $Q_{ут}$ — расход воздуха, формирующий утечку через выработанное пространство из лавы и конвейерного штрека

В данной схеме допущены значительные упрощения: расход воздуха по длине лавы принят постоянным, в то время как фактически он заметно ослабевает по пути от входа в лаву к выходу из нее; все утечки воздуха сконцентрированы в одной струе, изображенной линией 1–3 в то время как фактически утечки воздуха через выработанное пространство берут свое начало из лавы и конвейерного штрека, проникая на вентиляционный штрек рассредоточено в пределах его 300-400 метрового отрезка, считая от лавы. Кроме того при составлении исходных уравнений принят квадратичный закон сопротивлений потоку через лаву и вентиляционный штрек, а через выработанное пространство (линия 2–3) — переходной режим с показателем $n \neq 2$. Для данных условий значение $k_{ут.в.}$ может быть выражено формулой

$$k_{ут.в.} = 1 + (R_{оч}/h_{оч})^{0,5} [(h_{оч} + h_{2-3})/R_{ут}]^{1/n}, \quad (7)$$

где $R_{ут}$ — аэродинамическое сопротивление ветви 2–3.

В общем виде (7) не позволяет установить характер поведения $k_{ут.в.}$ при изменении $Q_{оч}$ (т.е. при изменении $h_{оч}$). Однако при $n \rightarrow 2$ и $h_{2-3} = const$ формула (7) принимает вид (8), который свидетельствует: с ростом $h_{оч}$, а значит с ростом $Q_{оч}$, удельный вес утечек воздуха через выработанное пространство снижается.

$$k_{\text{ут.в.}} = 1 + [R_{\text{оч}}(1 + h_{2-3}/h_{\text{оч}})/R_{\text{ут}}]^{0,5}. \quad (8)$$

Из рис. 4 следует, что при увеличении $h_{\text{оч}}$ возникнет тенденция к увеличению h_{2-3} , поэтому для сохранения равенства $h_{2-3} = \text{const}$ и для снижения $k_{\text{ут.в.}}$ необходимо снижать расход воздуха для подсвеживания Q_0 . Данный прием, снижение Q_0 , необходимо использовать в завершающий период функционирования прямоточной схемы с подсвеживанием исходящей из лавы струи воздуха, так как в данный период снижается пропускная способность вентиляционного штрека, оставленного в двустороннем выработанном пространстве. В условиях возрастающего аэродинамического сопротивления вентиляционного штрека, чтобы предотвратить снижение $Q_{\text{оч}}$ до недопустимо низкого уровня, необходимо снижать расход воздуха, являющегося суммой расходов: $Q_{\text{оч}} + Q_{\text{ут}} + Q_0$. В данной сумме снизить прямым регулированием можно лишь слагаемое Q_0 , установив в устье подсвеживающей выработки дверь с окном или парус. При этом возрастут оставшиеся два слагаемых указанной суммы, $Q_{\text{оч}}$ и $Q_{\text{ут}}$. Однако $Q_{\text{оч}}$ возрастет в большей степени, чем $Q_{\text{ут}}$, что следует из (8).

Однако минимальные значения Q_0 ограничены требованием ПБ сохранять минимально допустимую скорость движения воздуха, в связи с этим нами применялись меры по снижению $Q_{\text{ут}}$. Для этого испытывались конструкции околоштрековых полос, в результате чего было отмечено: трехрядная конструкция из блоков БЖБТ, выложенных вдоль каждого из штреков и покрытых полимерной пленкой, нанесенной при помощи набрызга, также, как и чураковые стенки с таким же покрытием, дают хороший результат, значительно понижая $k_{\text{ут.в.}}$ относительно его расчетного значения по [1]. Следует отметить, что в плане борьбы с утечками воздуха большое значение имеют организационные факторы и, прежде всего, контроль качества сооружения околоштрековых полос и набрызга полимера. Однако при $L_{\text{в}} > 600\text{--}800$ м поперечное сечение воздухоотводящей части вентиляционного штрека уменьшается настолько, что $Q_{\text{оч}}$ снижается до недопустимых значений и схему проветривания приходится изменять на комбинированную. При данной схеме исходящая из лавы струя воздуха раздваивается: большая ее часть направляется в сторону массива угля к центру шахтного поля, а меньшая часть — как и прежде, на фланг, унося с собою основной поток газа, выделившегося на участке, по неподдерживаемой выработке.

Однако снижение утечек воздуха оправдано не во всех случаях. Нередко существенное снижение утечки в условиях схем типа 1-М-Н-в-вт приводит к увеличению концентрации метана в «ближнем» выработанном пространстве. Так, например, навеска паруса, перекрывающего поперечное сечение вентиляционного штрека в его погашаемой части и протянутого до задних стоек крепи ЗКД-90, резко снижает утечки воздуха. Но при этом за парусом в погашаемой части штрека до опасных значений возрастает концентрация метана, если из данной части штрека по специальному трубопроводу не отсасывается метано-воздушная смесь. Это указывает на то, что мероприятия по снижению утечек воздуха должны сочетаться с мероприятиями по отводу или каптажу метана, скапливающегося в погашенной части вентиляционного штрека.

Приведенные в статье результаты исследований представляют собой лишь малую часть того объема работ, что необходимо выполнить для более глубокого и обширного изучения влияния разного рода факторов, которому подвержены утечки воздуха через выработанные пространства добычных участков. Поэтому необходимо продолжение исследований утечек в полевых условиях, так как это позволит снизить затраты на проветривание шахт.

Выводы

При одних и тех же горно-геологических условиях коэффициент утечки воздуха через выработанное пространство зависит от элементов схемы проветривания и от расхода воздуха, подаваемого на участок. При увеличении расхода воздуха, подаваемого на участок, возможно как увеличение, так и снижение коэффициента утечек. Для расчета расхода воздуха, подаваемого на участок, не следует пользоваться постоянным значением коэффициента утечек, а принимать его в зависимости от расхода воздуха по лаве. Эту зависимость нужно устанавливать для данных горно-технических условий. Для снижения утечек воздуха в условиях прямоточного (с подсвеживанием) проветривания необходимы: монолитные околострековые полосы. В ситуациях, близких к критическим, снижение расхода воздуха в струе подсвеживания может способствовать увеличению расхода воздуха через лаву.

Библиографический список

1. **Руководство** по проектированию вентиляции угольных шахт. Государственный нормативный акт об охране труда. — К., 1994. — 311 с.
2. **Пучков Л.А.** Аэродинамика подземных выработанных пространств. — М.: Изд-во Московского Государственного университета, 1993. — 267 с.
3. **Патрушев М.А., Драницин Е.С.** Проветривание высокомеханизированных лав. — Донецк: Донбасс, 1974. — 150 с.

© *Бокий Б.В., 2006*

УДК 622.807

АРТАМОНОВ В.М., НИКОЛАЄВ С.Б. кандидати техн. наук (ДонНТУ)

ОСНОВИ ФОРМУВАННЯ ФІЗИКО-МЕХАНІЧНОЇ МОДЕЛІ ПРОЦЕСУ ЗВОЛОЖЕННЯ ВУГІЛЬНОГО МАСИВУ

На основі аналізу існуючих уявлень щодо механізму зволоження даються рекомендації про формування фізико-механічної моделі процесу зволоження вугільного масиву, що знаходиться в зоні опорного тиску.

Аналізуючи методи підходу до рішення задач по визначенню параметрів зволоження шарів велику частину досліджень можна розділити на три основні групи.

Перша поєднує дослідження [1], у яких рух води у вугільному пласті уподібнюється фільтрації в пористих середовищах типу ґрунтів, де справедливі закономірності класичної теорії фільтрації рідини. При цьому як вода, так і речовина вугільного пласта вважаються нестисливими, і передбачається, що вологомісткість вугілля дорівнює обсягу фільтруючих пор.

У дослідженнях, віднесених до другої групи для розрахунку параметрів зволоження використовуються закономірності нестационарної фільтрації при пружному режимі. Для цього напрямку характерні роботи В.Д.Карпущина і В.А.Лекарева, у яких розглядається нестационарна фільтрація в ізотропному пласті при постійному темпі нагнітання [2].

До третьої групи відносяться роботи, у яких даються чисто емпіричні методи визначення параметрів зволоження вугільних пластів. Ці роботи — результат конкретного досвіду зволоження пластів і природно, найбільш численні.

Розглянуті методи визначення параметрів зволоження пластів мають деякі істотні недоліки.

Головним недоліком першої групи методів визначення параметрів зволоження вугільного масиву, що знаходиться в зоні опорного гірничого тиску, є те, що основою в цьому випадку є припущення про повне заповнення пор рідиною при жорсткому режимі фільтрації. Це рівносильне припущенню про постійний приріст вологості у всіх місцях зволоженої області пласта і рівності між цим прирощенням (в об'ємних частках) і ефективною пористістю вугілля. Зазначене, не погодиться з фізичними уявленнями про рух рідини в газонаповненому тріщиновато-пористому середовищу (пори по своєму розмірі відрізняються одна від другої на кілька порядків величин і мають край різну доступність для проникнення в них води), схильної під впливом води до деформацій і збільшення відкриття тріщин.

Також немає відповідності між теоретичними передумовами цієї групи методів і даними експериментів. Якщо, відповідно до теорії, після нагнітання води в пласт вологість вугілля повинна бути постійною як у шпари, так і на видаленні від неї аж до межі фронту поширення рідини, то результати експериментів свідчать про інший характер розподілу вологості вугілля. Вона максимальна в шпарі і в міру видалення в масив убиває по експонентному закону.

Цілком зрозуміло, що розраховані на основі таких припущень час нагнітання і кількість води, необхідне для подачі в шпару, можуть виявитися сильно заниженими, а відстань між шпарами завищеним [3].

Недоліком другої групи методів є припущення про пропорційність приросту вологості вугілля приросту тиску води в даному місці пласта. Таке припущення було б правомірним, якби структура пор у тупіку була монодисперсною і ступінь насиченості вугілля водою визначалася б пружними деформаціями вугілля і газових кишень, що миттєво відбуваються, тобто процес насичення вугілля водою був би рівноважним.

Однак, як впливає з фізичної картини зволоження вугільного пласта, цей процес не може бути рівноважним, оскільки однаковий тиск у системах тріщин різних розмірів не може установитися миттєво, а процес насичення блоків водою, обмежених великими тріщинами, є відносно повільним процесом. З позицій цього напрямку не можна описати низьконапірне зволоження вугільного шару і дати закон зміни в часі приросту вологості в безпосередній близькості до шпари, де тиск води дорівнює тиску нагнітання.

Таким чином, залежності, отримані в роботі цього напрямку, також не можуть бути використані для рішення поставленої задачі.

Недоліком чисто емпіричних методів визначення параметрів зволоження пластів є велика трудомісткість, тому що правильність вибору параметрів повинна бути в наступному ретельно перевірена за результатами добору проб вугілля на вологість та безпосередньо проведена оцінка ефективності впливу зволоження стосовно того чи іншого небезпечного явища. Результати цієї групи методів не можуть надійно переноситися на інші пласти або ділянки тих же пластів, оскільки багато рекомендацій, засновані на емпіричному підході, відносяться до застосування зволоження вугільних пластів з різною метою (боротьба з пилом, боротьба з газовиділенням та ін.). Обрані параметри і схеми розташування шпар і шпурів можуть бути застосовані тільки при даному призначенні методу зволоження і не можуть бути використані для методу профілактичного зволоження, як міри боротьби з комплексом небезпечних і шкідливих явищ у шахтах [4].

Загальним недоліком усіх розглянутих груп методів є представлення про незмінність протікання процесів зволоження, як у масиві, так і в зоні впливу очисних робіт. Прийнято вважати, що параметри гідровпливу на вугільний пласт — величини постійні і не потребують уточнення в період ведення гірничих робіт [5]. До цих параметрів варто віднести: час нагнітання T , ч; довжину шпар $l_{\text{шп}}$, м; довжину герметизації $l_{\text{г}}$, м; довжину фільтруючої частини $l_{\text{ф}}$, м; відстань між шпарами a , м; витрата водяного розчину ПАР-ПС Q , м³; питома витрата q , м³/т; проникність вугілля k ; радіус впливу шпари r , м і ін. [6].

Виходячи з вищевикладеного, метою даного дослідження є формування і розробка фізико-механічної моделі процесу зволоження вугільного масиву, що знаходиться в зоні опорного гірничого тиску.

Дослідженнями, проведеними в ДонНТУ [7, 8], встановлено, що процес гідровпливу необхідно розглядати в динаміці і найбільш істотна відмінність пропонованих принципів зволоження полягає в тому, що враховуються зміни розмірів і розташування шпар у залежності від формування і переміщення зони максимуму опорного тиску, у свою чергу обумовленого спрямованою зміною фізико-механічних і компресійних властивостей вугілля; процес вологонасичення вугілля розглядається у часі і містить поетапний гідровплив на масив.

На підставі представлень про процес проникнення водяних розчинів ПАР-ПС у масив вугілля і перерозподілу гірничого тиску в залежності від зміни пружних характеристик вугілля, пропонується фізико-механічна модель зволоження крайової частини вугільного масиву на кінцевій ділянці лави в зоні виробництва вибухових робіт, що містить у собі наступні положення:

1. Масив, що зволожується, розглядається як неоднорідне пористе газонасичене тіло, що піддається впливу як очисної, так і підготовчої виробок.

2. При проведенні зволоження необхідно враховувати зміну пружних властивостей вугілля і здійснювати корегування параметрів зволоження: $l_{\text{г}}$, $l_{\text{шп}}$, $l_{\text{ф}}$, $C_{\text{еф}}$ та ін., що дозволить більш якісно обробити частину вугільного пласта, що примикає до підготовчої виробки.

Сутність пропонованої моделі поетапного гідровпливу на вугільний пласт розчинами ПАР-ПС, представлена у деклараційному патенті України [9].

Так, якщо фільтруюча частина зволожуючої шпари розташована перед зоною максимуму опорного тиску, нагнітання приведе до витиснення газу в гірничі виробки і підвищеної імовірності прориву до них водяних розчинів. При її розташуванні за зазначеною зоною, газ переміщається вглиб масиву, шпара працює доти, поки не відбудеться вологонасичення вугілля і максимум опорного тиску не зміститься у масив. Якщо не змінити параметри шпар (загальну довжину, довжину герметизації, довжину фільтруючої частини), то відбудеться видавлювання водяного розчину в гірничу виробку і шпара приходять у неробочий стан. У цьому випадку необхідно припинити нагнітання в цю шпару і почати бурити нову, фільтруюча частина якої буде розташовуватися за зоною знову сформованого максимуму опорного тиску.

Таким чином, проведення робіт з гідровпливу на вугільний пласт у зоні виробництва вибухових робіт повинне передувати вибуховим роботам, і виробляється завчасно на відстані від очисного вибою не менш 25 м і не більш 100 м, тобто в зоні де відбувається перерозподіл гірничого тиску і відповідно розташована границя зони непружних деформацій, що супроводжуються інтенсивною появою тріщин і найбільш піддається проникненню розчину ПАР, що нагнітається. Виходячи з положення, що довжина герметизуючої частини шпар ($l_{\text{г}}$) повинна перевищувати розмір зони непружних деформацій і фільтруюча частина шпари не повинна перевищувати радіус фільтрації рідини поблизу шпар (r). З огляду на, те що шпари, які закладаються, знаходяться в зонах як

впливу очисного вибою так і підготовчої виробки, необхідно встановити довжину герметизації з урахуванням цього впливу. Ефективна довжина герметизації повинна складати

$$l_{\Gamma}=(l_{o.в.}+l_{п.в.})/2+r, \quad (1)$$

де $l_{o.в.}$ — відстань між виемочною виробкою і максимумом опорного тиску від неї; $l_{п.в.}$ — відстань до зони максимальних концентрацій напруги (тиску) від підготовчого виробки; r — радіус фільтрації рідини від нагнітальної шпари.

Розглядаючи довжину герметизації в залежності від відстані до зони максимального прояву гірничого тиску від очисного і підготовчого вироблень, варто не забувати про фізико-механічні властивості вугільного пласта, які змінюються у часі.

Перша група шпар закладається з параметрами, визначеними з урахуванням розташування максимуму опорного тиску і працює протягом часу T_1 , до досягнення приросту вологості, що забезпечує зміну міцності вугілля. Процес нагнітання розчину і визначення величини $l_{\Gamma 1}$ описується вираженням

$$l_{\Gamma 1}=\frac{m}{(2\beta\varphi)}\ln\left(\frac{\kappa\gamma H}{\sigma}\right), \quad (2)$$

де m — потужність вугільного пласта, м; β — коефіцієнт бічного розпору; φ — кут внутрішнього тертя; κ — коефіцієнт концентрації напруг; γ — об'ємна маса порід, що залягають, т/м³; H — глибина розташування вибою, м; σ — межа міцності вугілля на одноосьовий стиск незволоженого масиву, МПа.

Відповідно до співвідношення (1) при перевищенні обумовлених параметрів відбувається переміщення максимуму опорного тиску вглиб масиву, що вимагає переходу на другу групу шпар (після відключення першої) з параметрами, обумовленими з рівняння

$$l_{\Gamma 11}=\frac{m}{(2\beta\varphi)}\ln\left(\frac{\kappa\gamma H}{\sigma_1}\right), \quad (3)$$

де σ_1 — межа міцності вугілля на одноосьовий стиск при досягненні вологості ω_1 , МПа.

Протягом часу T_{11} відбувається приріст вологості і зміна межі міцності, що приводить до переміщення зони максимуму опорного тиску і необхідності зміни (переходу на 3-й етап зволоження) параметрів

$$l_{\Gamma 111}=\frac{m}{(2\beta\varphi)}\ln\left(\frac{\kappa\gamma H}{\sigma_{11}}\right), \quad (4)$$

де σ_{11} — межа міцності вугілля на одноосьовий стиск при досягненні вологості ω_{111} , МПа.

Цей процес варто продовжувати доти, поки $l_{шп}$ не стане рівної

$$l_{шп i}=l_{шп}^{min}=l_{ніш}+r_{\phi}, \quad (5)$$

де $l_{ніш}$ — довжина ніші, м; r_{ϕ} — радіус фільтрації шпари, м;

Зволоження варто проводити в зоні вилученої від очисного вибою на відстані 25–50 м, завчасно. Мінімальна відстань від очисного вибою до зони впливу першої шпари складає

$$l_{увл}=6m+r_{\phi}+5r_{оч}, \quad (6)$$

де m — потужність пласта, м; r_{ϕ} — радіус фільтрації шпари, м; $r_{оч}$ — подвигання очисного вибою в добу, м.

На підставі уявлень про фізико-механічну модель процесу проникнення водяних розчинів ПАР-ПС в масив вугілля і перерозподілу гірничого тиску в залежності від зміни прочносних характеристик вугілля, розроблені технологічні схеми поетапного зволоження вугільного масиву, що знаходиться в зоні впливу гірничих виробок, як для очисного вибою так і підготовчої виробки, що проводиться.

Бібліографічний список

1. **Ксенофонтowa А.И., Бурчаков А.С.** Теория и практика борьбы с пылью в угольных шахтах. — М.: Недра, 1965. — 231 с.
2. **Карпунин В.Д., Лекарев В.А.** О нестационарной фильтрации воды в угольный пласт при его увлажнении с целью предупреждения пылеобразования // Вопросы техники безопасности в горной промышленности. — М.: Недра, 1965. — С. 12–18.
3. **Артамонов В.Н.** Особенности формирования механизма фильтрации жидкости при увлажнении угольных пластов // Вісті Донецького гірничого інституту. — Донецьк: ДонНТУ, 2005. — № 2. — С. 126–130.
4. **Artamonov V.N., Nikolayev Y.B., Borshch I.V.** Some peculiarities of dust formation under the conditions of coal distruction // Вісті Донецького гірничого інституту. — Донецьк: ДонНТУ, 2005. — № 2. — С. 68–71.
5. **Руководство по борьбе с пылью в угольных шахтах:** 2-е изд. Перераб.и допол. — М.: Недра, 1979. — С. 29–33.
6. **Артамонов В.Н., Николаев Е.Б.** Разработка параметров гидровоздействия в зонах ведения БВР с целью повышения их эффективности // Изв. Донецкого горного института. — Донецьк: ДонГТУ, 1999. — № 2. — С. 44–47.
7. **Артамонов В.Н., Бондаренко А.Ю.** О возможности управления технологическими свойствами угля увлажнением краевой части пласта // Изв. Донецкого горного института. — Донецьк: ДонГТУ, 1995. — № 1. — С. 21–24.
8. **Артамонов В.Н.** Принципы поэтапного гидровоздействия на угольный пласт и эффективность его применения в шахтах // Изв. Донецкого горного института. — Донецьк: ДонГТУ, 1997. — № 2. — С. 73–79.
9. **Спосіб зволоження вугільного пласта:** МПК 7E21F5/02, деклараційний патент на корисну модель / В.М.Артамонов, Є.Б.Ніколаєв (ДонНТУ) — Заявл. 21.03.05, № заявки u2005 02554 ; Затвердж. 24.05.05. — 2 с.

© Артамонов В.Н., Николаев Є.Б., 2006

УДК 622.

МЕЛЬНИКОВА Я.В. асп., ЧИСТЮХИН В.В. канд.техн.наук (ДонНТУ)

ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОЕ ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПАРАМЕТРОВ ВЕНТИЛЯЦИОННОЙ СЕТИ ПРИ РАБОТЕ СРЕДСТВ ЛОКАЛИЗАЦИИ ЭКЗОГЕННЫХ ПОЖАРОВ

Представлены результаты экспериментальных исследований по определению параметров вентиляционной сети, проведенные на лабораторной установке. Получены зависимости коэффициента аэродинамического сопротивления установки от расхода воды при работе установки пожаротушения. Полученные данные с учетом критериев подобия могут быть использованы при расчете параметров шахтных вентиляционных сетей.

При разработке мероприятий оперативных планов ликвидации подземных пожаров большое влияние имеет научно обоснованный выбор аварийных вентиляционных режимов, обеспечивающих безопасное ведение горноспасательных работ. В этой связи необходимо учитывать влияние параметров планируемых к применению средств локализации пожара на аэродинамические параметры вентиляционной сети аварийного участка.

При выполнении теоретических исследований были рассмотрены особенности выбора аварийных вентиляционных режимов при ликвидации экзогенных пожаров в шахтах и влияние применяемых средств пожаротушения на эти режимы, а также критерии подобия при моделировании аэродинамического взаимодействия капельной жидкости с вентиляционным потоком [1, 2]. (Выполненными на кафедре охраны труда и аэрологии ДонНТУ теоретическими исследованиями были установлены особенности выбора аварийных вентиляционных режимов при ликвидации экзогенных пожаров в шахтах и влияние на них применяемых средств локализации пожара, а также критерии подобия при моделировании аэродинамического взаимодействия капельной жидкости с вентиляционным потоком [1, 2]). Для проверки справедливости полученных теоретических выводов был выполнен комплекс лабораторных исследований на специально разработанной установке, схема которой представлена на рис. 1.

Лабораторная установка (см. рис.1) включает в себя модель горизонтальной горной выработки 1 длиной $L=3,8$ м трапециевидной формы поперечного сечения $S_{св}=0,018$ м², закрепленной деревянными стойками. Движение воздуха в модели обеспечивается вентиляторной установкой 3.

По центру поперечного сечения выработки была закреплена форсунка 2 типовой установки пожаротушения типа УВПК, параметры работы которой фиксировались манометром 4 и водомером 5. Форсунка была соединена шлангом 6 с водопроводом и включалась в работу краном 7. Аэродинамические параметры модели фиксировались микроманометром 8 с помощью трубок Пито 9, установленных в начале и в конце модели горной выработки по центру ее поперечного сечения. Расход воздуха в модели регулировался положением шиберы 10 в диффузоре вентилятора.

Цель исследований — измерение коэффициента аэродинамического сопротивления в зависимости от режимов движения воздуха с учетом режимов работы водяных средств пожаротушения. При этом соблюдение геометрического и динамического подобия позволит получить коэффициенты аэродинамического сопротивления по величине такие же, как и в реальных условиях шахты. В измерения проводились с помощью стандартных тарированных приборов: анемометров,

В результате выполненных исследований было установлено, что аэродинамическое сопротивление модели горной выработки составило $R_m=22,6$ кПа с²/м⁶. После подачи воды на форсунку был отмечен рост аэродинамического сопротивления выработки, обусловленной противодействием движущемуся потоку воздуха струи распыленной жидкости в зависимости от ее расхода ($q_{ф}$) и, как следствие этого, уменьшение расхода воздуха (Q_v) и скорости его движения (V). Результаты экспериментального определения аэродинамического сопротивления выработки с работающей форсункой распылительной установки представлены в табл. 1, а графики параметров аэродинамической сети — на рис.2.

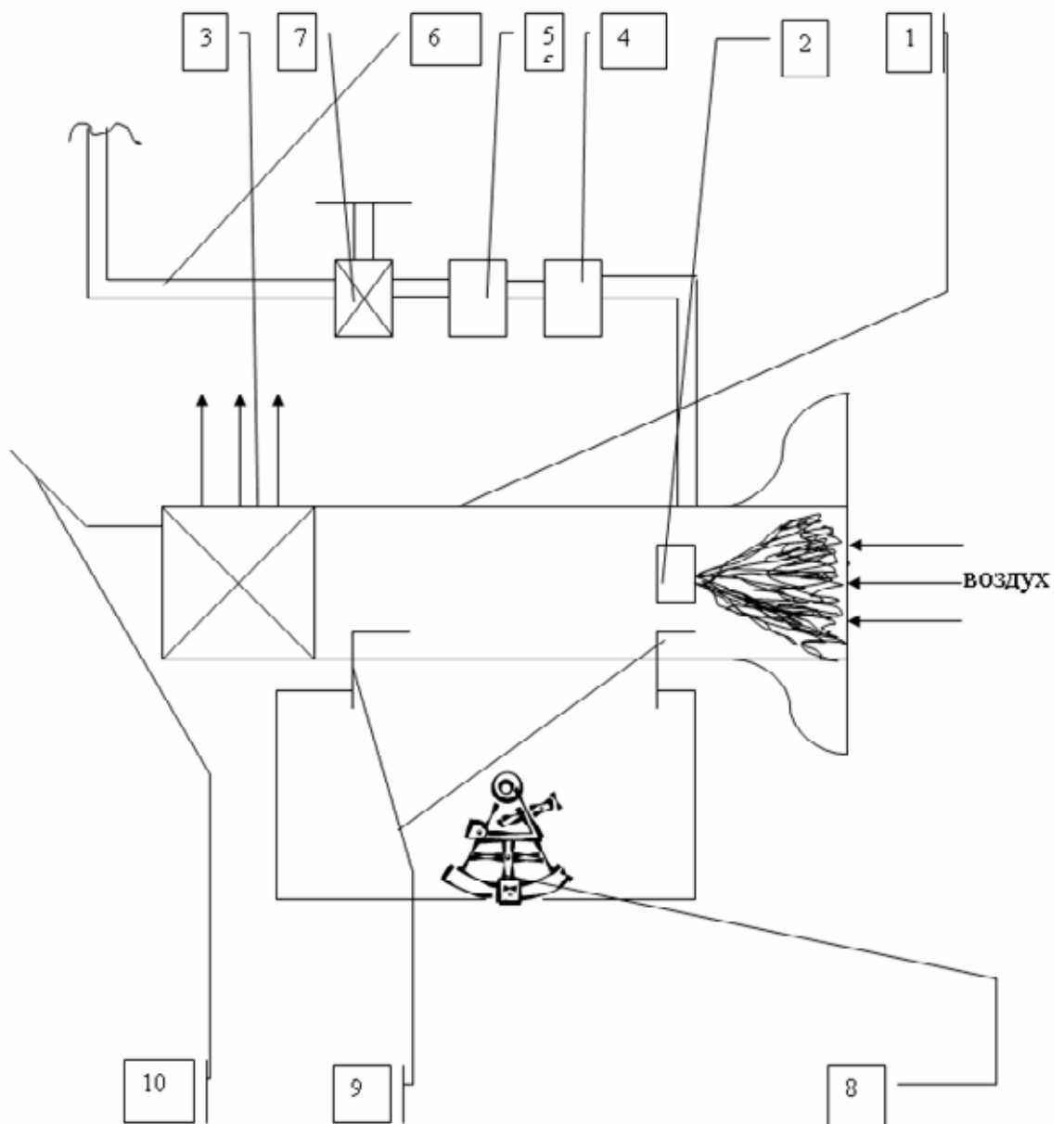


Рис. 1. Схема лабораторной установки: 1 — аэродинамическая труба (модель горной выработки); 2 — распылительная форсунка; 3 — вентилятор; 4 — манометр; 5 — водомер; 6 — гибкий шланг; 7 — кран; 8 — микроманометр; 9 — трубки Пито; 10 — диффузор вентилятора

Табл. 1. Результаты контроля аэродинамического сопротивления выработки

Производительность установки, $q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}$	0,00007	0,00014	0,00020	0,00030
Прирост аэродинамического сопротивления выработки, $R_{\phi}, \text{ кПа с}^2/\text{м}^6$	8,9	18,8	25,7	41,1

Математическая обработка результатов исследований табл.1. позволила установить линейную зависимость удельного сопротивления водоразбрызгивателя (на 1 м^2 поперечного сечения выработки) от его производительности ($q_{\phi}, \text{ м}^3/\text{с}$)

$$r_{\phi} = 7,44 \cdot 10^8 q_{\phi}.$$

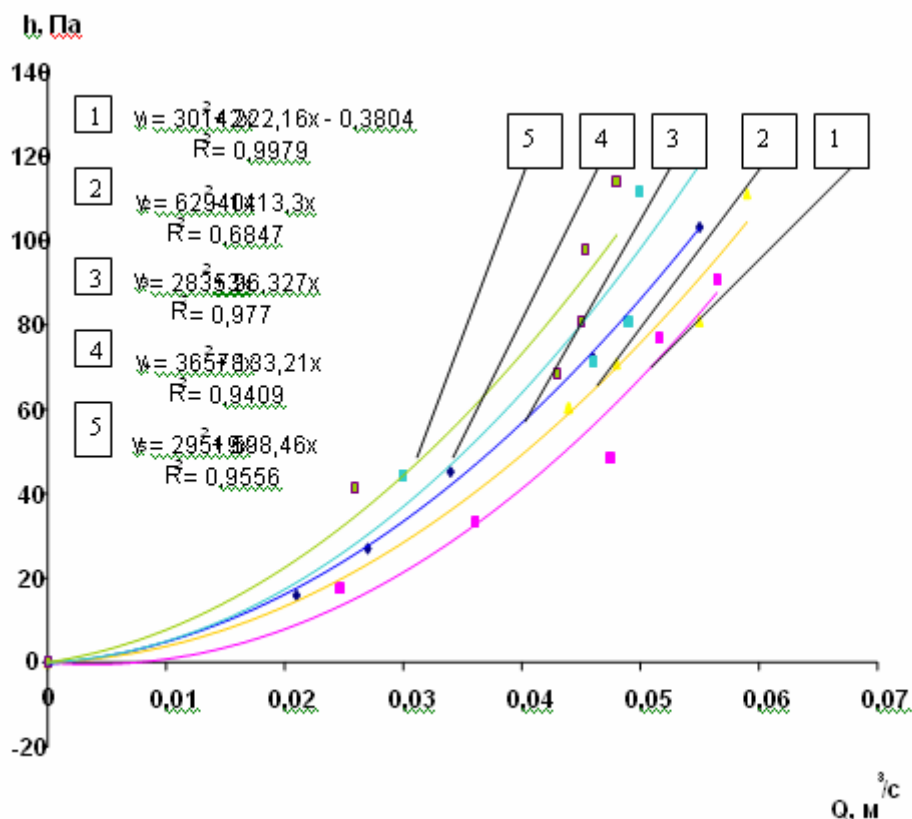


Рис. 2. График аэродинамических параметров выработки без работающей форсунки кривая 1; с работающей форсункой производительностью соответственно: 0,07 л/с — кривая 2; 0,14 л/с — кривая 3; 0,2 — кривая 4; 0,3 — кривая 5

Для надежной локализации пожара, препятствующей его распространению по ходу вентиляционной струи в выработке, в ней должны быть установлены несколько водоразбрызгивателей (n) перекрывающих, в зависимости от своих параметров, все ее поперечное сечение. Выполненные лабораторные исследования получили зависимость для определения расхода воздуха в выработке (Q') после включения водоразбрызгивателей

$$Q' = \sqrt{h / (R + 7,44 \cdot 10^8 q_{\phi} \cdot n \cdot S)},$$

что, в конечном итоге, дает возможность более точно оценить время загазирования аварийного участка при инженерном обосновании принятия оперативных решений по тушению экзогенного пожара.

Таким образом, результаты, полученные в ходе исследований и отработанная методика экспериментов дает возможность получить аналогичные эмпирические зависимости и для других моделей пожаротушающих установок, например, таких как генераторы инертных газов, порошковые и пенные средства.

Библиографический список

1. Булгаков Ю.Ф., Трофимов В.А., Мельникова Я.В., Харьковской М.В. Особенности выбора аварийных вентиляционных режимов при экзогенных пожарах. // Изв. горного института. — Донецк: ДонНТУ, 2004. — № 1. — С. 28–31.

2. Булгаков Ю.Ф., Трофимов В.А., Мельникова Я.В. Аэродинамическое взаимодействие капельной жидкости с вентиляционными струями при пожарах в горных выработках. // Изв. горного института. — Донецк: ДонНТУ, 2004. — № 2. — С. 11–15.

3. Булгаков Ю.Ф., Трофимов В.А., Мельникова Я.В. Новая методика оценки устойчивости проветривания выработок при пожаре с учетом термодинамического расширения воздуха // Изв. горного института. — Донецк: ДонНТУ, 2004. — № 2. — С. 82–88.

© Мельникова Я.В., Чистюхин В.В., 2006

УДК 622.413.3:536.244

СТУКАЛО В.А. канд. техн. наук (ДонНТУ)

О МЕТОДИКЕ РАСЧЕТА ТЕПЛОВЫДЕЛЕНИЙ ОТ ТРАНСПОРТИРУЕМОГО КОНВЕЙЕРАМИ ИСКОПАЕМОГО В ГЛУБОКИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Дан анализ применяемой в настоящее время зависимости для расчета тепловыделений от ископаемого при конвейерной доставке в глубоких шахтах. Предложена, теоретически обоснованная зависимость для расчета тепловыделений ископаемого на конвейере, исключающая недостатки применяемой в настоящее время.

При конвейерной доставке в очистных выработках тепловыделение от транспортируемого ископаемого $Q_{ил}$ (Вт) в действующем нормативном документе [1] рекомендуется рассчитывать по следующей формуле

$$Q_{ил} = 1,2 K_{тл} b_{л} L_{к} (t_{п} - \Delta t^l - t_1), \quad (1)$$

где $K_{тл}$ — коэффициент нестационарного теплообмена между транспортируемым ископаемым и воздухом в лаве, Вт/(м²К); $b_{л}$ — ширина конвейера в лаве, м; $L_{к}$ — длина конвейера, м; Δt^l — снижение температуры угля в зоне выемки вследствие десорбции метана и предварительного увлажнения угольного массива, °С.

Величину тепловыделений от ископаемого на конвейере в выработках $Q_{кв}$ (Вт) рекомендовано рассчитывать по выражению [1]

$$Q_{кв} = K_{тм} U_m L_{к} (t_{п}^l - t_1), \quad (2)$$

где $t_{п}^l$ — температура транспортируемого ископаемого на расчетном участке выработки, °С; U_m — периметр поперечного сечения насыпки ископаемого на конвейере, м; $K_{тм}$ — коэффициент нестационарного теплообмена между транспортируемым на конвейере по выработкам ископаемым и воздухом, Вт/(м²°С) Величину $K_{тл}$ предложено рассчитывать по выражению [1]

$$K_{тл} = \frac{\lambda_y}{1,77 \sqrt{a_y \tau_{л} + \frac{\lambda_y}{\alpha_{л}}}}, \quad (3)$$

где $\alpha_{л}$ — коэффициент теплоотдачи от поверхности транспортируемого ископаемого по лаве, Вт/(м²К), λ_y, a_y — соответственно коэффициенты теплопроводности Вт/(м²°С) и температуропроводности м²/с угля; $\tau_{л}$ — длительность теплообмена отбитого угля, транспортируемого по лаве, (ч)

Длительность теплообмена отбитого угля транспортируемого по лаве рекомендовано рассчитывать по выражению [1]

$$\tau_{\text{л}} = \frac{L_{\text{к}} n_{\text{л}}}{3600 v_{\text{л}}}, \quad (4)$$

где $L_{\text{к}}$ — длина конвейера, м; $v_{\text{л}}$ — скорость движения скребков конвейера лавы, м/с; $n_{\text{л}}$ — технологический коэффициент, принимаемый равным $n_{\text{л}}=3$.

Коэффициент теплоотдачи $\alpha_{\text{л}}$ и $\alpha_{\text{м}}$ в формулах (3) и (5) рекомендуется определять по известной формуле А.Н.Щербаня, полученной применительно к горным выработкам [2], что может привести к погрешностям при расчете коэффициентов $K_{\text{тл}}$ и $K_{\text{тм}}$ (формулы 3, 5), так как условия обтекания насыпки угля на конвейере воздухом иные, чем в выработке без конвейера. Кроме того размерность коэффициентов $\alpha_{\text{л}}$, $\alpha_{\text{м}}$ ($K_{\text{тл}}$, $K_{\text{тм}}$) в переводе на систему «СИ» должна быть Вт/(м²·°С), а не Вт/(м²·К). Если размерность коэффициентов $K_{\text{тл}}$ и $K_{\text{тм}}$ оставить в Вт (м²·К), то не будет согласования с размерностью величин $t_{\text{п}}$, $t^{\text{л}}$, t_1 , $\Delta t^{\text{л}}$, выраженных в °С. Это замечание относится также к параметрам $\lambda_{\text{у}}$ (размерность должна быть Вт (м²·°С) а не Вт/(м·К) $\tau_{\text{л}}$ и $\tau_{\text{в}}$ (размерность времени должна быть в секундах, а не в часах).

Во-первых, в формуле (3) допущена ошибка, комплекс $\frac{\lambda_{\text{у}}}{\alpha_{\text{л}}}$ не должен быть под корнем.

Во-вторых, формула (3) получена А.Ф.Воропаевым [2] для полуограниченного тела, охлаждаемого воздухом с постоянным значением температуры t (°С) при постоянной величине коэффициента теплоотдачи α (Вт /м²·°С). При теоретическом решении вопроса о коэффициенте нестационарного теплообмена было принято, что тепловой поток из глубины массива пород перемещается в одном направлении (в сторону обнаженной поверхности).

Насыпка ископаемого на конвейере не является полуограниченным телом, так как она ограничена в двух направлениях (по ширине и высоте). При этом тепловой поток из центра насыпки передается воздуху в выработке через всю поверхность насыпки на конвейере, т.е. в двух направлениях (через верхнюю открытую поверхность насыпки и тело решетки конвейера). Поэтому формула А.Ф.Воропаева (3) не может быть использована для расчета коэффициента нестационарного теплообмена применительно к насыпке ископаемого на конвейере. Кроме того, А.Ф.Воропаев не рекомендовал эту формулу для расчета коэффициента $K_{\text{т}}$ применительно к насыпке ископаемого на конвейере в лаве.

В-третьих, в формуле (4) совершенно неоправданно завышено время транспортировки угля в лаве (и в дальнейшем в конвейерных выработках) в три раза, что безусловно вносит ошибку в определение коэффициентов $K_{\text{тл}}$ и $K_{\text{тм}}$.

Для расчета коэффициента нестационарного теплообмена $K_{\text{тм}}$ применительно к насыпке ископаемого на ленточном конвейере в конвейерной выработке рекомендовано выражение (5) [1]

$$K_{\text{тм}} = \alpha_{\text{м}} [1 - f(z_{\text{м}})], \quad (5)$$

где $\alpha_{\text{м}}$ — коэффициент теплоотдачи от поверхности транспортируемого по выработке ископаемого, Вт/(м²·К); значение $\alpha_{\text{м}}$ рекомендовано определять по формуле А.Н.Щербаня, полученной для горных выработок; параметр $z_{\text{м}}$ при этом рекомендовано определять по формуле

$$z_m = \frac{\alpha_m}{\lambda} \sqrt{a_y \tau_B}, \quad (6)$$

где τ_B — длительность теплообмена угля на конвейере с воздушным потоком в выработке, ч; определяется по формуле (4).

Формула для расчета коэффициента нестационарного теплообмена применительно к насыпке ископаемого на конвейере в конвейерной выработке (5) получена и рекомендована О.А.Кремневым [3] для бесконечной цилиндрической полости, окруженной однородными породами.

Насыпка угля на конвейере в конвейерной выработке ни по форме, ни по размерам не является подобной цилиндрической выработке. В связи с изложенным выше, формула (5) не соответствует реальным условиям теплообмена (насыпка угля омывается со всех сторон потоком воздуха) и такая замена (насыпки угля на конвейере цилиндрической выработкой) не является эквивалентной, что не может не сказаться на результатах расчета тепловыделений от ископаемого. Кроме того, в формулах (1) и (2) для расчета тепловыделений от транспортируемого ископаемого в лавах и конвейерных выработках не учитывается передача тепла с открытой поверхности в «скрытом» виде вследствие испарения влаги. Экспериментально установлено, что от 50 до 75% всего тепла от ископаемого на конвейере к воздуху в выработке передается в «скрытом» виде при испарении влаги с открытой поверхности насыпки ископаемого [4].

В выражении (1) для расчета тепловыделения от ископаемого на лавном конвейере учитывается конвективный теплообмен только между половиной поверхности насыпки и воздухом. Предполагается, что через тело решетки конвейера тепло не передается от насыпки к воздуху. В реальных же условиях насыпка ископаемого на конвейере в лаве омывается воздухом со всех сторон и это следует учитывать при расчетах тепловыделений.

С учетом вышеизложенного считаем невозможным использование зависимостей (1)–(6) для расчета тепловыделений от насыпки ископаемого к воздуху при конвейерной доставке в очистных и транспортных выработках.

Для расчета тепловыделений при работе электродвигателей конвейера рекомендованы следующие зависимости [1]:

— в пунктах установки приводных головок конвейера

$$Q_3 = 10^3 N \frac{A_\phi}{A_n} (1 - \eta_{дв} \eta_p); \quad (7)$$

— от трения по длине конвейера

$$Q_{мп} = 10^3 N \frac{A_\phi}{A_n} \eta_{дв} \eta_p \pm A_\phi \Delta H, \quad (8)$$

где N — установленная мощность электродвигателей, кВт; A_ϕ , A_n — соответственно фактическая и номинальная производительность конвейера, м/ч; $\eta_{дв}$, η_p — к.п.д. двигателя и редуктора; ΔH — разность высотных отметок начала и конца расчетного участка выработки, м; знаки: знак «+» принимается при перемещении ископаемого вниз, а знак «-» при транспортировании его вверх.

Основным недостатком зависимости (8), рекомендованной для расчета тепловыделений от механизма конвейера, является предположение, что при холостой работе конвейера тепловыделение отсутствует. С этим нельзя согласиться. В этой зависимости рекомендуется использовать в качестве основной исходной величины установленную мощность электродвигателей конвейера. На уклонах и бремсбергах зачастую используются однотипные конвейера. В связи с этим по рекомендуемой расчетной зависимо-

сти (8) тепловыделение от механизма конвейера расположенного на бремсберге, при прочих равных условиях больше, чем на уклоне, что противоречит теории тягового расчета конвейеров.

В Донецком национальном техническом университете на основе проведенных теоретических и экспериментальных исследований разработана методика и зависимости для расчета тепловыделений от ископаемого и механизма транспортной установки при конвейерной доставке, устраняющие вышеприведенные недостатки проекта нормативного документа [4].

При теоретическом решении вопроса о теплообмене насыпки ископаемого на конвейере с воздухом в выработке насыпка ископаемого на конвейере была представлена эквивалентным телом, образующимся при пересечении двух неограниченных пласти. Эквивалентность замены обеспечивалась равенством площадей поперечных сечений насыпки ископаемого и эквивалентного тел, тепловых потоков через их поверхности и теплофизических характеристик материала.

Равенство тепловых потоков за счет конвекции и испарения влаги через поверхности насыпки ископаемого на конвейере и эквивалентного тела позволило получить обеспечивающие это соотношения коэффициентов теплоотдачи и массоотдачи:

$$\alpha_0 = \alpha \frac{u}{u_0}; \quad (9)$$

$$\beta_0 = \beta \frac{u}{u_0}, \quad (10)$$

где α и α_0 — коэффициенты теплоотдачи для реального и эквивалентного тел, Вт/(м²°С); u , u_0 — периметры реального и эквивалентного тел, м; β , β_0 — коэффициенты массоотдачи соответственно для реального и эквивалентного тел.

Экспериментальными исследованиями на физической модели конвейерной выработки с соблюдением критериев подобия была получена зависимость для расчета коэффициента теплоотдачи от насыпки ископаемого на конвейере, отличающееся от выражения А.Н.Щербаня для выработок без конвейеров [4]

$$\alpha = 2,85 [\rho_v (v \pm v_{\text{п}})]^{0,8} \left(\frac{U + U_{\text{к}}}{S - S_{\text{к}}} \right)^{0,2}, \quad (11)$$

где ρ_v — плотность воздуха, кг/м³; U , $U_{\text{п}}$ — соответственно периметры поперечного выработки и конвейера, м; S , $S_{\text{к}}$ — соответственно площадь поперечного сечения выработки в свету и конвейера, м; знаки: «+» ставится при встречном, «-» при попутном движении воздуха и транспортируемого ископаемого.

Среднюю по объему безразмерную температуру эквивалентного тела Θ_v можно представить в виде произведения средних по объему безразмерных температур пластин

$$\Theta_v = \frac{t_v - t}{t_{\text{вн}} - t} = \frac{t_{\text{вI}} - t}{t_{\text{вн}} - t} \cdot \frac{t_{\text{вII}} - t}{t_{\text{вн}} - t}, \quad (12)$$

где $t_{\text{вн}}$ — начальная температура эквивалентного тела, равная начальной температуре угольной насыпки, °С; t — средняя температура воздуха в выработке, °С; t_v , $t_{\text{вI}}$, $t_{\text{вII}}$ — средние по объему температуры эквивалентного тела и пластин в расчетный момент времени, °С.

Исходным для теоретического решения относительно параметра Θ_v было дифференциальное уравнение теплопроводности Фурье, которое применительно к неограни-

ченной пластине имеет вид

$$\frac{\partial^1 t}{\partial \tau} = a_n \left(\frac{\partial^2 t}{\partial r^2} \right), \quad (13)$$

где a_n — коэффициент температуропроводности ископаемого, m^2/c . Дифференциальное уравнение решалось при следующих начальных и граничных условиях

$$t(r, 0) = t_{vh}; \quad (14)$$

$$-\frac{\partial t(R_1 \tau)}{\partial r} - \frac{\alpha_0}{\lambda_n} \left[t(R_1 \tau) - \frac{\rho m}{\alpha} - t \right] = 0; \quad (15)$$

$$\frac{\partial t(-R_1 \tau)}{\partial r} - \frac{\alpha_0}{\lambda_n} [t(-R_1 \tau) - t] = 0, \quad (16)$$

где ρ — теплота испарения; λ_n — коэффициент теплопроводности ископаемого $Вт/(m^\circ C)$.

Как видно из граничных условий (15) и (16) учтено, что с открытой поверхности тепло к воздуху передается за счет конвекции (граничные условия третьего рода) и испарения влаги, а через закрытую поверхность (ленту, рештак конвейера) исключительно за счет конвекции.

В результате теоретического решения уравнения (13) с учетом граничных и начальных условий (14–16) было получено выражение для средней по объему насыпки безразмерной температуры ископаемого на конвейере в расчетный момент времени θ_{vk} [4]

$$\theta_{vk} = \left[\left(1 + \frac{790 \Delta P}{B(t_{vh} - t)} \right) \sqrt{\Theta_{vI}^1 \Theta_{vII}^1} - \frac{790 \Delta P}{B(t_{vh} - t)} \right]^2, \quad (17)$$

где ΔP — напор водяных паров от поверхности испарения к воздуху, Па; B — барометрическое давление, Па; $\Theta_{vI}^1, \Theta_{vII}^1$ — средние по объему соответственно первой и второй пластин относительные температуры в процессе конвективного теплообмена их с воздухом в течение времени τ .

При отсутствии испарения влаги с открытой поверхности насыпки ископаемого на конвейере зависимость (17) превращается в выражение

$$\Theta_{vk}^1 = \Theta_{vI}^1 \Theta_{vII}^1. \quad (18)$$

Экспериментальными исследованиями на модели горной выработки с конвейером с соблюдением критериев подобия были получены хорошо согласующееся с теоретической зависимостью (18) выражена для параметра Θ_{vk}^1

$$\Theta_{vk}^1 = [1 + Bi(\varepsilon_n F_o)^n]^{-1}, \quad (19)$$

где $Bi = \alpha \sqrt{S_n} / \lambda_n$ — критерий Био; $\varepsilon_n = u / \sqrt{S_n}$ критерий формы насыпки; $F_o = a\tau / S_n$ — критерий Фурье; n — показатель степени, зависящий от критерия Bi .

В результате проведенных исследований была предложена следующая зависимость для расчета тепловыделений от ископаемого при конвейерной доставке

$$Q_n = 0,5 \left[G_n C_n (\Theta_{vh}^1 - \Theta_{vk}^1) (t_{vh} - t) + \beta \rho u L \Delta P \right], \quad (20)$$

где G_n — масса ископаемого, транспортирования конвейером, кг/с; C_n — теплоемкость

ископаемого в насыпке, Дж/(кг⁰С); $\Theta_{\text{вн}}^{\text{I}}$ — средняя по объему насыпки относительная температура ископаемого в начальном пункте его доставки на расчетном участке без учета испарения влаги.

Сравнение расчетных значений тепловыделений от ископаемого при конвейерной доставке показало, что они удовлетворительно согласуются с результатами экспериментальных исследований [5].

Библиографический список

1. **Единая** методика прогнозирования температурных условий в угольных шахтах. — Макеевка, Изд-во МакНИИ, 1979.
2. **Воропаев А.Ф.** Теория теплообмена рудничного воздуха и горных пород в глубоких шахтах. — М.: Недра, 1966. — 249 с.
3. **Щербань А.Н., Кремнев О.А.** Научные основы расчета и регулирования теплового режима глубоких шахт. — К.: Изд-во АН УССР, 1959.
4. **Стукало В.А.** Анализ и совершенствование зависимостей для расчета тепловыделений при конвейерной доставке ископаемого в глубоких шахтах. Сборник научных трудов «Физические процессы горного производства. Теплофизические процессы в горной технологии». — Л.: Изд-во ЛГИ, 1983. — С. 94–99.
5. **Фосс Н.** Влияние теплоотдачи транспортируемого ископаемого и закладочного материала на тепловой режим очистных забоев. — Глюкауф, 1964. — № 6.

© Стукало В.А., 2006

УДК 622.822.22:004

БЕСПЕРСТОВ В.Е. бакалавр (ДонНТУ)

О БЕЗОПАСНОЙ РАЗРАБОТКЕ ШАХТОПЛАСТОВ, СКЛОННЫХ К ЭНДОГЕННЫМ ПОЖАРАМ*

Анализируется зависимость числа зарегистрированных эндогенных пожаров на шахтах Донбасса от степени метаморфизма каменных углей и антрацитов. Определяется направленность дальнейших исследований.

Обсуждаемая научно-техническая проблема является одной из важнейших для нескольких отраслей промышленности, в частности, и угольной. Многие ученые мира в течение вот уже более ста лет работают над проблемой раскрытия природы самовозгорания углей. Но, несмотря на это, к сожалению, практически неизученной остается начальная стадия процесса самовозгорания [1].

За всю историю изучения проблемы самовозгорания углей предлагалось несколько теорий (пиритная, уголь — кислород и др.), но единой общепризнанной теории самовозгорания углей нет.

В настоящее время научно-исследовательским институтом горноспасательного дела (НИИГД) НПО «Респиратор» ведутся исследования по разработке способов прогнозирования и предотвращения эндогенной пожароопасности с учетом теории уголь-кислород [2]. Однако с позиции более полного изучения проблемы было бы, наверное, нецелесообразным вести исследования в этом узком направлении.

* Исследование выполнено под научным руководством проф. Николина В.И.

Тот факт, что никогда шахтопласт, склонный к самовозгоранию, не является одинаково склонным к самовозгоранию в пределах всего шахтного поля при неизменной технологии угледобычи уже давно убедительно доказан. Следовательно, вполне можно утверждать как бы избирательность, зональность пожароопасности [3].

Известно, что некоторые шахтопласты являются одновременно склонными к выбросам угля и газа и к самовозгоранию. Придерживаясь теории уголь-кислород на таких пластах после выброса, вследствие более мелкого дробления (вплоть до «бешеной муки») и увеличения площади контактирования разрушенного угля с воздушной средой, должен уменьшаться инкубационный период самовозгорания и возникать очаги эндогенных пожаров. Однако при разработке таких шахтопластов наблюдается и отсутствие эндогенных пожаров после выбросов. Значит, мелкой раздробленности угля, присутствию кислорода воздуха, наверное, недостает еще какой-то физико-химической активности.

Именно такие несоответствия в теории уголь-кислород привели к созданию новой гипотезы природы склонности углей к самовозгоранию. Авторами которой стали проф. Николин В.И. и др. [3–5].

Эта гипотеза основана на экспериментально установленной особенности разрушенных пород, в том числе и угля, «отдавать» материнскую воду (растворы) из пор размерами более 10^{-7} м при разгрузке [4].

Развитие деформаций генетического возврата сопровождается обязательным выделением из разрушенного угля разных, незакономерно распределенных в пластах соединений, как бы смачивающих — «увлажняющих» продукты разрушения угольного массива. Некоторые из них могут оказаться химически активными по отношению к веществам, составляющим уголь, породные включения, и могут сопровождаться выделением тепла, что и обусловит локальность эндогенной пожароопасности [5].

Очевидно, что химический состав материнской воды изменяется совершенно незакономерно. Именно поэтому следовало бы обратить первостепенное внимание на химические соединения, взаимодействие которых с углем способствует выделению тепловой энергии, зарождению самонагревания.

Известно мнение, что склонность к эндогенной пожароопасности проявляется особенно интенсивно при разработке низкометаморфизованных каменных углей Донбасса, но эндогенные пожары не происходят при разработке высокометаморфизованных антрацитов, характеризующихся $lg\rho < 3,0$.

Отсутствие эндогенных пожаров при разработке высокометаморфизованных антрацитов объясняется не загадочным снижением химической активности антрацитов, а тем, что высочайшая степень метаморфизма привела практически к полному вырождению выбросоопасности, склонности к деформациям генетического возврата [3, 5].

При изучении причин эндогенных пожаров проф. В.С.Веселовский говорил, что главное внимание должно быть обращено на изучение условий самонагревания. Он полагал, что самовозгорание — это сложный процесс, в котором принимают участие химические реакции, приток кислорода к месту реагирования и процессы теплопередачи, которые возможны только при определенных физических условиях [2].

При оценке склонности углей к самовозгоранию в зонах газового выветривания, проф. В.С.Веселовский совершенно четко утверждал: «химическая активность углей настолько мала, что они не способны самовозгораться». С позиций сущности и развития здесь деформаций генетического возврата при разгрузке физико-химические процессы как бы упрощаются. Зона газового выветривания — это область осадочного массива, в которой деформации генетического возврата происходили в постинверсионный период времени, поэтому можно полагать, что процесс деформаций генетического возврата практически исчерпан, что и создает мнение об исчерпании химической активности углей в зонах газового выветривания [5].

По мнению [5] при изучении склонности к самовозгоранию, аналогично тому как это было сделано при прогнозировании выбросоопасности, необходимо использовать не понятие марок углей, а более тонкое, точное определение степени метаморфизма углей на основании трех показателей ее оценки: V^{daf} , %; I_{gr} и M (комплексный показатель метаморфизма).

Изучив данные об эндогенных пожарах на шахтах Донбасса за последние 25 лет, можно построить зависимость числа эндогенных пожаров от степени метаморфизма угля, оцениваемая для антрацитов I_{gr} и V^{daf} для каменных углей (табл.1).

Табл. 1. Сведения об эндогенных пожарах на шахтах Донбасса

V^{daf} , %	6–16	16–26	26–36	>36
Число пожаров	6	24	33	4

Зависимость эндогенных пожаров от степени метаморфизма построена по усредненным данным, она пока получена ориентировочно и поэтому на графике показана пунктирной линией (рис.1).

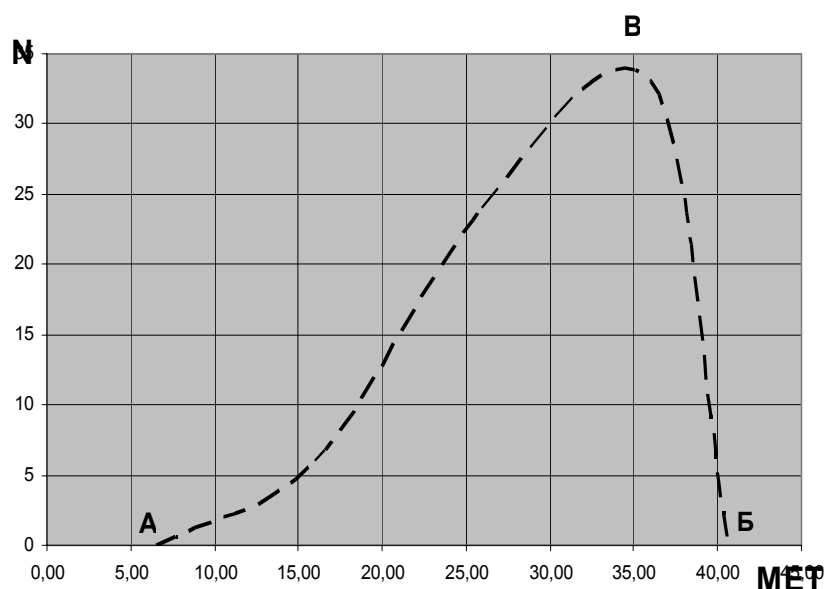


Рис. 1. Зависимость числа эндогенных пожаров (N) от степени метаморфизма углей (MET)

Из графика видно, что в точке В — $V^{daf} \sim 40,7\%$ — соответствует максимальному выходу летучих веществ, при котором произошло самовозгорание угля. Но таких случаев зарегистрировано мало, может быть, потому, что объемы добычи низкометаморфизованных каменных углей незначительны.

По мере увеличения степени метаморфизма число эндогенных пожаров резко возрастает, достигая своего максимума в точке В — $V^{daf} \sim 34-35\%$.

При дальнейшем увеличении степени метаморфизма наблюдается плавное снижение числа эндогенных пожаров.

Точка А — $I_{gr} = 6,6 \sim V^{daf} \sim 6,6\%$ — соответствует минимальному выходу летучих веществ, при котором зарегистрированы эндогенные пожары.

Из графика рис.1 следует, что наибольшее число эндогенных пожаров приходится на интервал выхода летучих веществ от 32 до 37%.

Однако приведенные в таблице и на рисунке данные требуют уточнения, т.к. при их составлении использованы данные о степени метаморфизма углей в 67 случаях эндогенных пожаров из 96 имевших место.

Пока остается неизвестным число эндогенных пожаров и число шахтопластов, на которых они регистрировались. Также остаются недостаточно изученными шахтопласты, при разработке которых эндогенные пожары никогда не происходили (не зарегистрированы).

Библиографический список

1. **Окисление** и самовозгорание твердого топлива / В.И.Саранчук, А.Д.Русчев, В.К.Семенов и др. — К.: Наукова думка, 1994. — 264 с.
2. **Самовозгорание** промышленных материалов / В.С.Веселовский, Н.Д.Алексеева, Л.П.Виноградова и др. — М.: Наука, 1964. — 246 с.
3. **Николин В.И., Малеев Н.В., Явруян А.Ю.** Новая гипотеза природы самовозгорания углей, основанная на развитии деформаций генетического возврата при разгрузке // Горноспасательное дело: Сб. науч. тр. / НИИГД. — Донецк, 2004. — С.160–167.
4. **Новая гипотеза природы склонности углей к самовозгоранию, учитывающая развитие деформаций генетического возврата** / В.И.Николин, С.В.Подкопаев, А.А.Каплюхин и др. // Материалы XIV Международн. науч. школы им. акад. Христиановича. — Симф., 2004. — С. 116–119.
5. **Снижение** травматизма от проявлений горного давления / В.И.Николин, С.В.Подкопаев, А.В.Агафонов и др. — Донецк: Норд-Пресс, 2005. — 316 с.

© Бесперстов В.Е., 2006

УДК 621.001.57:65.012.4

ЛУЦЕНКО И.А., ТЫТЮК В.К., кандидаты техн. наук (Европейский университет)

ОБЩИЙ ПОДХОД К ПОСТРОЕНИЮ СИСТЕМ АВТОМАТИЧЕСКОГО УПРАВЛЕНИЯ, ОПТИМАЛЬНЫХ ПО КРИТЕРИЮ ЭФФЕКТИВНОСТИ

Впервые рассмотрены общие вопросы ресурсоемкости технологических процессов, предложена методика определения эффективности процессов преобразования ресурсов в технологическом процессе. Показан экстремальный характер зависимости эффективности преобразования ресурсов технологического процесса от его интенсивности. Обоснован универсальный характер этой зависимости для различных технологических процессов. Предложена обобщенная структурная схема системы автоматического управления с оптимизацией показателя эффективности технологического процесса. Отмечены возможные сложности и проблемы, возникающие при ее практической реализации.

Введение

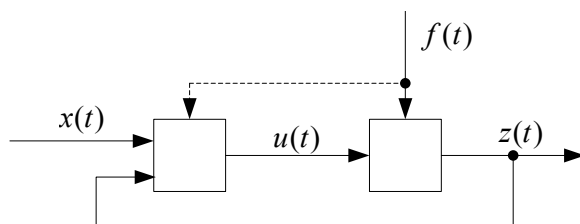


Рис.1. Традиционная форма представления общей модели системы управления

В научных источниках представление об управляемой системе отображено в виде модели (рис.1), разработанной еще основоположниками общей теории управления [1].

Эта классическая модель имеет огромное теоретическое и прикладное значение, но имеет ограниченную, исторически сложившуюся область применения — системы управления техническими объектами.

«Опыт организации управления производством показывает, что существует несколько ступеней управления: низшая ступень управления технологией — агрегатами, участками, средняя — цехом или фабрикой и высшая — комбинатом» [2]. Теория автоматического управления и ее прикладные решения нашли широчайшее применение именно на низшем уровне управления. К этому уровню управления относится, несомненно, и электропривод. На этом уровне управления специалисты в первую очередь решали технические проблемы — обеспечение устойчивости, повышение быстродействия и т.п. Высший уровень управления, как правило, занят экономическими специалистами, специалистами по организации производства. Принципы и методология управления производством, принятые в экономических дисциплинах, коренным образом отличаются от таковых, используемых на низшем уровне управления.

На высшем уровне оперируют укрупненными технико-экономическими показателями, непосредственную взаимосвязь которых с техническими показателями работы систем управления нижнего уровня установить крайне сложно. Это приводит к несогласованности целей и задач, решаемых предприятием на разных уровнях управления, и может негативно сказываться на работе предприятия в целом. В реальности необходимо обеспечить такой режим управления предприятием, при котором цели управления на всех уровнях будут взаимно согласованы и подчинены цели управления самого внешнего контура системы управления.

Особенности функционирования и управления производственными предприятиями и системами рассматриваются в теории сложных систем. В последнее время получила развитие теория эффективности сложных систем, [6–9].

В [6] обосновывается положение о том, что общей целью сложных систем является обеспечение возможно более высокого уровня самовоспроизводства, что достигается за счет повышения эффективности преобразования потребляемых продуктов, совершенствования внутренней структуры системы.

Для функционирования любого объекта, независимо от уровня управления, на котором он располагается, необходимы входные продукты, механизм их преобразования, механизм потребления выходных продуктов, механизм управления, каналы перемещения продукции и канал управления.

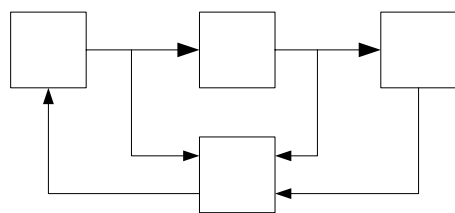


Рис.2. Расширенная модель системы управления

В [7] приведена расширенная структурная схема системы управления сложной системой, рис.2, где МИ — механизм источника; ПП — процесс преобразования; МП — механизм потребителя; УУ — устройство управления; RC — канал перемещения входных продуктов; PC — канал перемещения выходных продуктов; UD — канал управления; UR — канал обратной связи по входу; UP — канал обратной связи по выходу; UT — канал задания управления.

Сравнивая традиционную и расширенную модели процессов управления, необходимо отметить следующее:

— модель управления, представленная на рис.1., является частным случаем расширенной модели управления. Эта модель может быть использована исключительно для оценки физико-технических показателей работы объекта управления;

— расширенная модель управления, содержащая в явном виде информацию о параметрах входных и выходных продуктов объекта управления, являясь более универсальной, обеспечивает единый подход к управлению на всех уровнях управления, позволяет согласованно формировать цели управления на низших иерархических уровнях.

Цель работы. Целью настоящей работы является обоснование целесообразности и методологии применения некоторых новых результатов теории эффективности сложных систем к системам управления нижнего иерархического уровня — САУ технологическими процессами и электроприводами.

Одним из основных практических результатов развития теории эффективности стало концептуальное определение понятия эффективности процессов преобразования и получение математической модели для определения показателя эффективности процесса.

Показатель эффективности процесса преобразования определяется как отношение абсолютной величины эффекта процесса преобразования к величине ресурсоемкости, вычисленные на момент логического завершения процесса преобразования:

$$E = \frac{\int_{t_l}^{t_l+\Delta} \left[\int_0^v \left(\int_0^\tau pe(t) dt \right) d\tau - \int_0^v \left(\int_0^\tau re(t) dt \right) d\tau \right] dv}{\int_0^{t_l} \left[\int_0^v \left(\int_0^\tau re(t) dt \right) d\tau - \int_0^v \left(\int_0^\tau pe(t) dt \right) d\tau \right] dv}, \quad (1)$$

где t_l — момент логического завершения процесса преобразования [8]; Δ — единичный интервал времени; re — стоимостная оценка входных продуктов технологической операции; pe — стоимостная оценка выходных продуктов технологической операции; E — показатель эффективности процесса преобразования.

Прежде всего, следует указать на взаимосвязь и различие между понятиями «продуктов» объекта управления и его «ресурсоемкостью». Поскольку всякий объект управления выполняет преобразование входных продуктов в выходные, а это преобразование происходит во времени, то продукт становится ресурсом только тогда, когда он вступает в процесс преобразования, а ресурсоемкость объекта управления определяется не только абсолютными значениями ресурсов, но и характером связывания этих ресурсов во времени, [7].

Показатель эффективности может быть использован как очень мощный, универсальный критерий при определении наиболее эффективных режимов работы технологического оборудования. Рассмотрим применение данного показателя применительно к проблемам энергосберегающих электроприводов. Проблематике энергосбережения средствами регулируемого электропривода посвящены целые научные направления, как в Украине, так и за рубежом, [10–12].

Как показывает анализ научно-технической литературы, основные усилия исследователей направлены на снижение энергопотребления электроприводов путем согласования рабочих режимов электродвигателя с изменяющейся технологической нагрузкой.

Не вызывает сомнений факт, что интенсификация технологического процесса приводит к повышению энергопотребления. Предельный, хотя и явно абсурдный, случай максимально возможной экономии электроэнергии соответствует полной остановке технологического процесса. Очевидно, что задача управления по минимуму энергопотребления ставится с учетом ограничений, накладываемых на показатели производительности технологического процесса.

В качестве примера рассмотрим работу электропривода циклического действия погрузочного механизма. Интенсификация процесса погрузки, т.е. уменьшение времени цикла $t_{ц}$, сопровождается ростом доли динамических нагрузок. В связи с квадратичной зависимостью электрической мощности от тока, можно ожидать, что потребление электроэнергии обратно пропорционально второй степени длине технологического

цикла (кривая Э, рис.3). Увеличение времени цикла снижает энергопотребление за счет уменьшения доли динамических нагрузок. Однако при этом увеличивается показатель ресурсоемкости технологического процесса. Согласно определению, данному в [8], ресурсоемкость изменяется примерно пропорционально квадрату длины технологического цикла (кривая Р, рис.3). Действительно, увеличение длины цикла погрузки сопровождается уменьшением средней загрузки транспортного средства, и отрицательно влияет на общую производительность системы. Поэтому на предельную длительность цикла загрузки должно быть наложено ограничение.

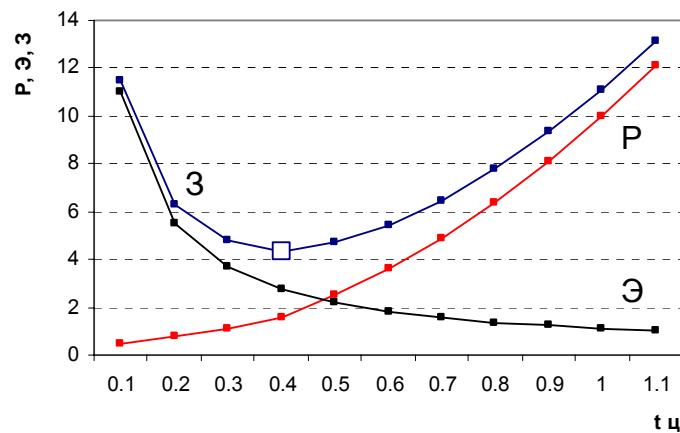


Рис.3. К определению экстремальной зависимости эффективности технологического процесса от его интенсивности

Очевидно, что общие затраты на выполнение технологического процесса Z достигают минимального значения в точке 1, соответствующей в некотором смысле оптимальному режиму работы погрузочного механизма.

Обобщая частные результаты анализа большого числа технологических процессов можно выдвинуть следующую гипотезу: затраты на выполнение технологического процесса изменяются пропорционально показателю интенсивности этого процесса. Практический вид этой зависимости различен для разных видов технологических процессов.

Также несложно обосновать экстремальный характер зависимости эффективности технологического процесса от показателя его интенсивности. При высокой интенсивности технологического процесса эффективность снижается за счет увеличения затрат на выполнение процесса. С другой стороны, снижение интенсивности технологического процесса и соответствующий рост его длительности, в пределе делают такой процесс бесполезным.

Отметим, что экстремальные модели, аналогичные рис.3, хорошо известны и широко применяются в различных приложениях экономики. С помощью аналогичных рассуждений определяется оптимальная величина партии пополнения в логистике (модель Уилсона), [13].

Таким образом, управление по минимуму потерь или минимуму энергопотребления приводит к неоднозначному результату. Это связано с тем, что потребление электроэнергии описывает только одну сторону процесса преобразования ресурсов и принципиально не отражает процессов получения положительного эффекта работы электропривода. В связи с этим величина энергоемкости процесса, как и величина потерь в электроприводе, не могут быть использованы в качестве критерия управления. В действительности, вместо проблемы энергосберегающего управления необходимо рас-

смаатривать проблематику эффективных систем управления, обеспечивающих максимум показателя эффективности (1). Данное положение отлично согласуется с основной целью системы управления высшего иерархического уровня, доступные ресурсы следует использовать так, чтобы получить максимальный эффект.

Важной проблемой в данном случае является выработка единой системы сопоставления входных и выходных продуктов объекта управления. Для обеспечения совместимости с системами управления высшего иерархического уровня рекомендуется в качестве единой системы сопоставления входных и выходных продуктов технологического процесса или электропривода использовать систему стоимостных величин.

Наметим следующую логическую последовательность управления. На верхнем по отношению к рассматриваемому иерархическом уровне управления принимается решение о текущих значениях стоимостных оценок входных и выходных продуктов преобразования. Сюда могут входить данные об изменении стоимости энергетических ресурсов, изменении стоимости перерабатываемого сырья и готовой продукции и т.п. Система управления следующего, более низкого уровня, самостоятельно устанавливает режим работы оборудования, соответствующий максимуму показателя эффективности в изменившихся условиях. При таком подходе мы имеем возможность получить многоуровневую иерархическую систему управления, объединенную единой целью управления, в которой на каждом уровне управления все или наиболее важные процессы выполняются с максимальной эффективностью.

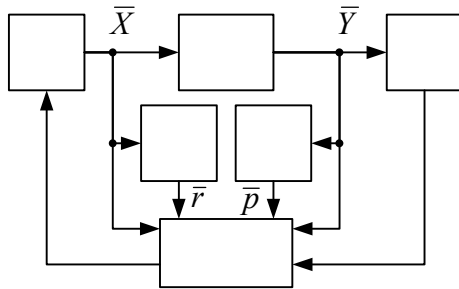


Рис.4. Структурная схема САУ с оптимизацией эффективности

масштабирования a_r и b_p , на выходе которых формируются сигналы стоимостных оценок входных продуктов \bar{r} и выходных продуктов \bar{p} .

Устройство управления УУ реализует управление технологическим процессом на основании сигналов входных и выходных продуктов, оценку показателя эффективности на основании сигналов стоимостных оценок и задает оптимальный в смысле эффективности режим работы процесса преобразования с поддержанием технологических показателей на заданном уровне.

Дополнительная цепь управления по показателю эффективности оказывает существенное влияние на динамику и установившиеся значения технологических параметров. На управление по эффективности должны быть наложены определенные ограничения, при выполнении которых соблюдается приемлемые показатели управления технологическим процессом и определенное качество выходного продукта. Взаимное влияние процессов управления по эффективности и по технологическим параметрам приводит к изменению структуры и настроек САУ, усложнению ее структуры

Для более глубокого понимания возникающих проблем необходимо выполнить работы по синтезу и анализу оптимальных по эффективности САУ в практических условиях, что будет задачей дальнейших исследований.

Что же именно следует понимать под терминами «входные продукты» и «выходные продукты» объекта управления? Применительно к технологическим процессам к входным продуктам следует относить все виды энергетических, сырьевых и трудовых ресурсов, необходимые для выработки готовой продукции. Выходная продукция технологического процесса, потребляемая либо конечным потребителем, либо следующим технологическим процессом производственной цепи, является выходным продуктом объекта управления.

В современной научно-технической литературе управление технологическими процессами описывается как процесс взаимодействия энергетических и сырьевых ресурсов. Однако технологическое оборудование участвует в процессах преобразования наравне с традиционно признанными продуктами. В ходе процессов преобразования входных продуктов, выполняемых объектом управления с помощью технологического оборудования, происходит и обратное воздействие перерабатываемых продуктов на это оборудование, что приводит к непрерывному снижению технических и эксплуатационных свойств оборудования. Фактически, каждый технологический цикл безвозвратно «уничтожает» часть оборудования, переносит эту часть в выходной продукт. Существующий, традиционный подход к управлению не позволяет рассматривать эту цепочку взаимосвязано в первую очередь из-за отсутствия методик приведения входных и выходных продуктов преобразования к единой системе сопоставления.

Проблема изменения характеристик оборудования в процессе эксплуатации и влияния старения оборудования на технологический процесс стоит весьма остро и исследуется разными учеными. Так, в [2] отмечается факт изменения рабочей камеры шаровой мельнице в процессе эксплуатации, что приводит к изменению ее звукометрических характеристик. Аналогичные процессы имеют место и для прочего технологического оборудования обогатительного производства.

В [4] отмечается, что повышенная аварийность электродвигателей, в частности на предприятиях горной промышленности, является очень высокой и обусловлена несовершенством устройств защиты и систем управления, не учитывающих изменяющиеся характеристики электродвигателей. Доказана необходимость стратегии управления эксплуатационной надежностью переходом на обслуживание по физическому состоянию оборудования. Для решения этой задачи разработаны промышленные методы мониторинга электродвигателей электромеханических систем, базирующиеся на анализе режимов энергопотребления и процессов преобразования мощности, [5].

Таким образом, имеются предпосылки для определения в режиме реального времени остаточного технического ресурса электродвигателей электромеханических систем, а, следовательно, и стоимостные оценки изнашиваемого в процессе управления оборудования.

Системы мониторинга промышленного оборудования призваны повышать технический ресурс оборудования и, тем самым, снижать стоимость изнашиваемого оборудования. Следовательно, можно провести определенную аналогию между энергосберегающими системами управления электроприводами и системами мониторинга оборудования. Поэтому проблематику энергосбережения, проблематику увеличения срока службы оборудования и их влияние на эффективность процесса управления в целом, возможно решать общими методами.

Выводы

1. Показано, что результат управления по минимуму энергопотребления не обеспечивает максимум эффективности процесса преобразования.
2. Высказана гипотеза о том, что затраты на выполнение технологического процесса изменяются пропорционально показателю интенсивности этого процесса, а зави-

симось показателя эффективности технологического процесса от его интенсивности носит экстремальный характер.

3. Предложена обобщенная структурная схема САУ с оптимизацией показателя эффективности технологического процесса. Отмечены возможные сложности и проблемы, возникающие при ее практической реализации.

4. Предложено учитывать технико-экономическое состояния технологического оборудования, непрерывно изменяющееся в процессе управления, в виде одного из входных продуктов преобразования, при синтезе оптимальных по эффективности САУ.

Библиографический список

1. **Зайцев Г.Ф.** Теория автоматического управления и регулирования. — К.: Вища школа, Головное изд-во, 1975. — 423 с.
2. **Гончаров Ю.Г., Давидкович А.С. и др.** Автоматический контроль и регулирование процессов на железорудных обогатительных фабриках. — М.: Недра, 1968. — 227 с.
3. **Черный А.П., Родькин Д.И., Сидоренко В.Н., Калинов А.П.** Определение параметров АД по непрерывной функции тока статора с дискретным временем // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. — Кременчук: КДПУ, 2004. — Вип.3.2004(26). — Т. 2. — С. 123–127.
3. **Родькин Д.И., Здор И.Е., Черный А.П.** Инженерные методы определения параметров асинхронных двигателей // Проблеми створення нових машин і технологій (Кременчуцький державний політехнічний інститут). — Кременчук: КДПУ, 1999. — Вип.1(6). — С. 76–78.
4. **Черный А.П.** Методология мониторинга электрических двигателей в промышленных сетях // Проблеми автоматизированного електропривода. Теория и практика: Труды конференции. — Харьков: Основа, 1997. — С. 303–305.
5. **Черный А.П.** Показатели качества преобразования энергии при энергомониторинге электро-механического оборудования // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету. — Кременчук: КДПУ, 2003. — Вип.2.(19). — Т. 1. — С. 149–151.
6. **Луценко И.А.** Технологии эффективного управления. — ПП «Видавничий дім», 2004. — 152 с.
7. **Луценко И.А.** Структурная схема управления новая. — ПП «Видавничий дім», 2004. — 175 с.
8. **Луценко И.А.** Показатель ресурсоемкости технологического процесса // Інформаційні системи і моделювання. — Кременчук: КДПУ, 2004. — Вип.2(11).
9. **Луценко И.А.** Показатели эффективности сложных управляемых процессов // Матеріали V Міжнародної науково-технічної конференції «Аерокосмічні системи моніторингу та керування». НАУ, 2003, — С.24.139–24.142.
10. **Попович Н.Г., Печеник Н.В.** Электромеханические системы автоматизации и задача энерго-сбережения. Вісник Харківського державного політехнічного університету. Збірник наукових праць. Випуск 113. — Харків: ХДПУ, 2000. — С. 297–301.
11. **Попович Н.Г., Пересада С.М., Ковбаса С.Н., Король С.В.** Энергетически эффективные алгоритмы управления асинхронными двигателями электромеханических систем. Вісник Харківського державного політехнічного університету. Збірник наукових праць. Випуск 113. — Харків: ХДПУ, 2000. — С. 25–30.
12. **Оптимизация** потребления энергии при применении электроприводов с регулированием частоты вращения / Auinger Herbert // Automatisierungstechn. Prax.: Praxis der Mess-, Steuerungs-, Regelungs-, und Informationstechnik, 2000. — 42, № 2. — С. 33, 34, 36–39. — Нем.
13. **Гаджинский А.М.** Логистика. Учебник для высших и средних специальных учебных заведений. 3-е изд., перераб. и доп. — М.: Информационно-внедренческий центр «Маркетинг», 2000. — 375 с.

© Луценко И.А., Тютюк В.К., 2006

УДК 622.28

ЛИТВИНСКИЙ Г.Г. докт.техн.наук, КАСЬЯНОВ В.А. канд.техн.наук, ШУЛЬГИН П.Н.
(ДонГТУ, г. Алчевск)

СТЕНД ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ МЕХАНИЧЕСКОГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА

Разработаны конструкция устройства для моделирования механического действия взрыва, датчик для измерения скорости деформации среды и представлены результаты, получаемые с их помощью при моделировании камуфлетного взрыва и взрыва на выброс.

При изучении механического действия взрыва для разрушения массива горных пород важно знать закономерности образования объемов и формы камуфлетных полостей и воронки выброса. В качестве простейшей формы взрывного воздействия на горный массив считается взрыв одиночного заряда в виде камуфлета или на выброс. До настоящего времени, несмотря на огромный объем проведения взрывных работ в горной промышленности, не установлены достаточно надежные и теоретически обоснованные расчетные методы механического действия взрыва. Одним из основных методов изучения параметров взаимодействия зарядов взрывчатого вещества и горной породы является экспериментальное воспроизведение основных показателей действия взрыва, что требует привлечения достаточно сложных методик и измерительных приборов, которые определяют точность и результативность моделирования взрыва.

Для моделирования действия взрыва разработаны разнообразные устройства, которые позволяют моделировать либо взрыв на выброс [1–3] либо только камуфлетный взрыв [4]. Они зачастую являются громоздкими, проведение экспериментов с их помощью весьма сложно и трудоемко. При проведении лабораторных экспериментов при моделировании действия взрыва наиболее просто измеряемыми параметрами являются размер камуфлетной полости или радиус воронки при взрыве на выброс. Однако зависимости параметров взрыва от энергии заряда, физических и прочностных свойств среды и граничных условий редко связывались с размерами взрывной полости, энергией и давлением газообразных продуктов взрыва.

Целью работы было создание лабораторного стенда для моделирования взрыва, при помощи которого можно с достаточной точностью и достоверностью производить моделирование действия камуфлетного взрыва и взрыва на выброс при обеспечении простоты конструкции, минимальной трудоемкости и стоимости работ. Такие характеристики лабораторного стенда позволят проводить не только исследовательские работы, но и использовать его в учебных целях.

Лабораторный стенд для моделирования взрыва одиночного заряда в горном массиве (рисунок 1) состоит из разборного корпуса 1, в котором расположена модель из эквивалентного материала 2. На дне корпуса 1 при помощи крепежных гаек 3 прикреплен имитатор взрыва (рисунок 1, б), состоящий из полого цилиндра 4 и направляющего ударника 5, соединенных муфтой 6. В полой цилиндрической полости 4 при помощи резьбы установлен затвор 7 с бойком 8 и имитатор взрывчатого вещества (ВВ) 9 с капсюлем 10. В направляющей 5 помещен толкатель 11.

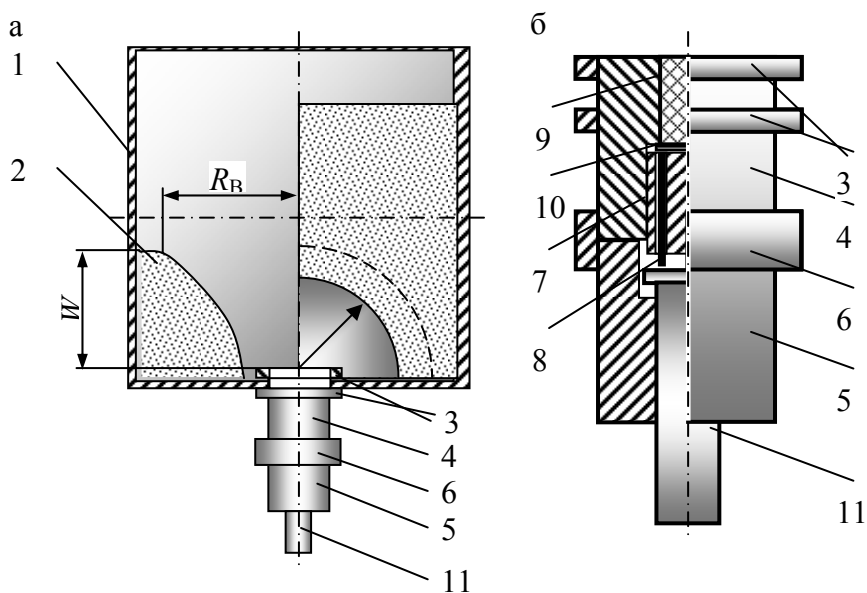


Рис.1. Устройство для моделирования механического действия взрыва: а — общий вид МДВ; б — имитатор взрыва

Моделирование взрыва производят следующим образом. В дно корпуса стенда 1 при помощи крепежных гаек 3 устанавливают полый цилиндр 4, в который помещают имитатор заряда ВВ 9 с капсюлем 10, и вкручивают затвор 7 с бойком 8, фиксирующий имитатор заряда 9. Затем при помощи муфты 6 к полюму цилиндру 4 крепят направляющую 5 со вставленным толкателем 11. После этого корпус модели 1 заполняют эквивалентным материалом на глубину W .

Для производства взрыва следует нанести удар по толкателю 11, вследствие чего толкатель 11 ударяет по бойку 8, который в свою очередь передает удар на пистон 10 имитатора заряда 9 и детонирует его, после чего в результате динамического и статического воздействия взрыва в эквивалентном материале проходят волны напряжений и перемещения частиц материала. В результате взрыв образует камуфлетную полость или воронку выброса в зависимости от выбранных параметров.

При этом, выбирая соответствующую глубину расположения заряда (линию наименьшего сопротивления) в модели массива возникают воронки выброса различной формы (рис. 2). Исходя из типа образованной воронки производили замер ее параметров: верхний радиус R_1 , нижний радиус R_2 , радиус воронки рыхления R_3 и высота воронки h , а также определяли радиус раствора воронки α .

Как видно из рис. 2, при одной и той же энергии заряда по мере его углубления форма воронки выброса и угол ее раскрытия существенно уменьшались, постепенно переходя к камуфлетной полости. Механическое воздействие заряда на поверхность модели изменялось, переходя от минимальной воронки выброса в виде трубы через вспучивание поверхности до полного камуфлета.

Следует отметить, что из-за особенностей модели, когда заряд помещался на ее дно и его воздействие на эквивалентный материал было ограничено жесткой поверхностью снизу и было направлено только вверх, вся энергия заряда была направлена на создание камуфлетной полости в виде тела вращения с вертикальной осью симметрии. При полном камуфлете это тело вращения приближалось к полусфере, а по мере уменьшения глубины заложения заряда эта полусфера переходила в форму симметричного полуовоида, который можно приближенно описать как полуэллипсоид, у которого большая полуось направлена по нормали к поверхности.

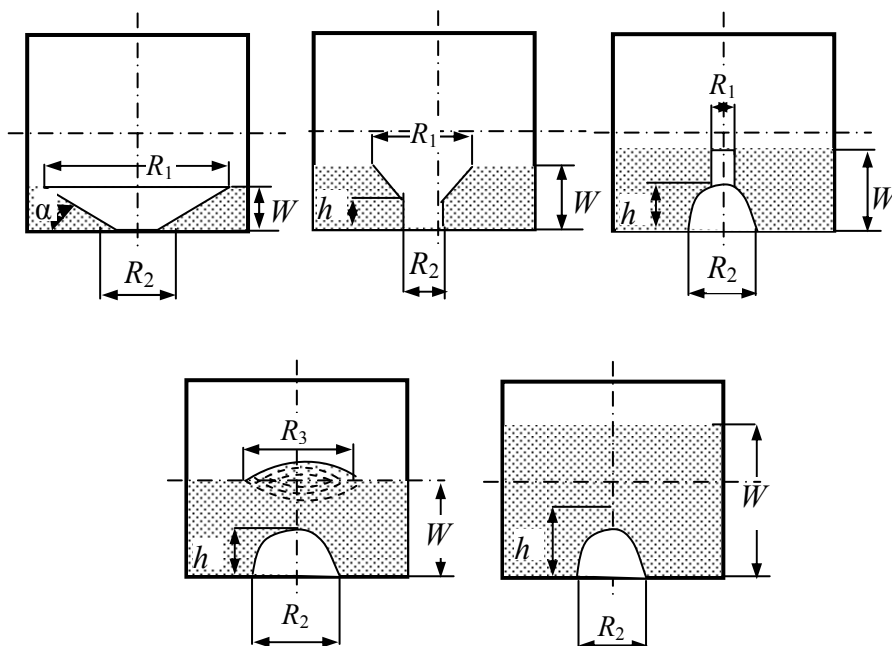


Рис. 2. Типы воронок, в зависимости от линии наименьшего сопротивления W

При моделировании механического действия взрыва важно измерить параметры волн напряжений и перемещений. Существующие методы их измерения оказались либо весьма сложными и трудоемкими, либо не дающими необходимой точности. Поэтому для измерения скорости движения материальных частиц модели в процессе взрыва потребовалось разработать новые датчики и методики проведения экспериментов.

Для измерения при взрыве скорости деформации среды, представленной эквивалентными материалами с различными свойствами (горных пород), нами был разработан датчик *SMSR-1* (*The Sensor for Measuring of Strain' Rate*) представленный на рис. 3. Он состоит из измерительной катушки 1, размещенной в корпусе 3, выполненном из диэлектрического материала, постоянного магнита 2, имеющего возможность осевого перемещения внутри катушки 1, на одном конце которого жестко закреплена упорная шайба 4, свободно перемещающаяся в корпусе 3 при деформации окружающей среды 5. Регистрирующее устройство 6 подсоединено к измерительной катушке 1. Датчик размещают в деформируемой среде 5 так, чтобы его ось совпадала с направлением перемещения среды 7.

Предложенный датчик *SMSR-1* работает следующим образом: После взрыва заряда ВВ в среде 5 по ней проходит динамическая волна деформаций. Дойдя до датчика, эти деформации перемещают упорную шайбу 4 и жестко связанный с ней источник магнитного поля в виде постоянного магнита 2. При движении магнита 2 относительно чувствительного элемента, выполненного в виде измерительной катушки 1, закрепленной в корпусе 3, в нем возникает ЭДС за счет изменения магнитного потока. Эта ЭДС пропорциональна скорости перемещения постоянного магнита относительно катушки 1. Блок регистрации 6 позволяет измерить величину возникающего от ЭДС напряжения, которое может быть вычислено по формуле:

$$U = B \cdot L \cdot V, \quad (1)$$

где U — напряжение, возникающее при движении проводника относительно магнитного поля, В; B — магнитная индукция, В/м²; L — длина проводника, м; V — скорость проводника, движущегося перпендикулярно магнитным силовым линиям, м/с.

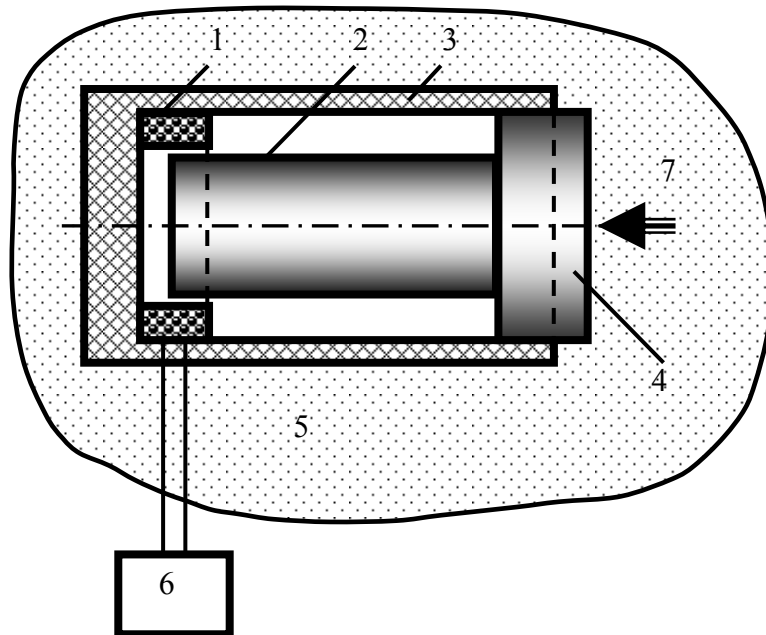


Рис. 3. Датчик для измерения скорости перемещения среды при взрыве

Удобно ввести постоянную, характеризующую параметры датчика $K=B \cdot L$, которую следует определить с помощью предварительной тарировки датчика. Для тарировки использовалась катушка датчика 1 и постоянный магнит 2. Катушка была изготовлена длиной 3 мм в виде 10 витков медного провода диаметром 0,3 мм. Внутренний диаметр катушки был принят равным 3 мм. Постоянный магнит имел размеры 1,5×1,5×7,0 мм. Во время тарировочного опыта магнит перемещали через измерительную катушку датчика с определенной скоростью. Для этого оказалось удобным бросать магнит с заданной высоты через катушку, что позволяло легко определить скорость падения магнита.

Для определения постоянной датчика K из формулы (1) следует найти напряжение на катушке при соответствующем изменении магнитной индукции. Напряжение измерялось при помощи аналого-цифрового преобразователя, подключенного к ЭВМ. На рис. 4 показано изменение напряжения на выводах катушки при перемещении через нее магнита со скоростью V . Два пика напряжения на графике $U=0,1B$ соответствуют моментам пересечения концами постоянного магнита центра катушки.

Зная длину магнита ($l=7$ мм) и время, за которое он пролетел катушку ($t=0,008$ с) по графику рис. 4 (расстояние между максимумами напряжения), можно определить его скорость в этот момент

$$V=l/t=0,007/0,008=0,88 \text{ м/с.} \quad (2)$$

Поскольку этой скорости изменения магнитной индукции в катушке при перемещении постоянного магнита соответствует напряжение $U=0,1B$, возникающее в проводе катушки можно определить постоянную датчика K

$$K=U/V=0,1/0,88=0,11. \quad (3)$$

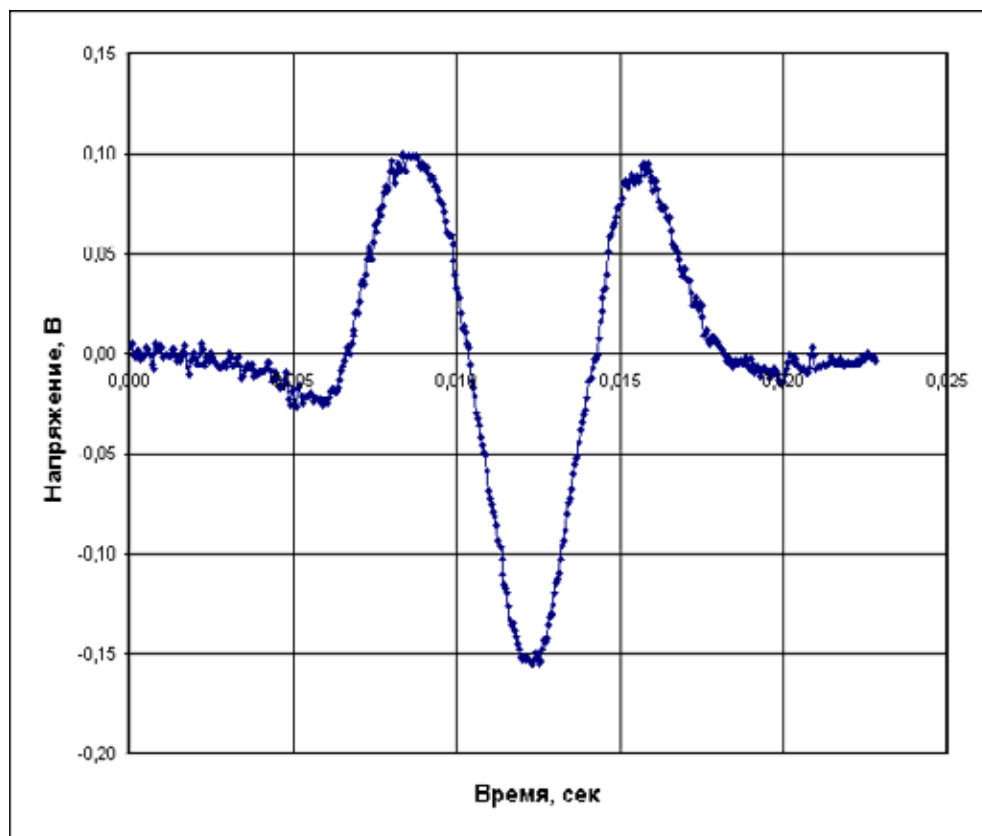


Рис. 4. Изменение напряжения на датчике в тарировочном опыте

Величина ЭДС, возникающая в чувствительном элементе, прямо пропорциональна скорости взаимного перемещения измерительной катушки и постоянного магнита, связанных с внешней средой. Поэтому величина ЭДС, измеренная в датчике при деформации среды при взрыве, позволяет определить скорость деформации среды на основании предварительной тарировки датчика.

При моделировании механического действия взрыва на лабораторном стенде использовался заряд мощностью 1035 Дж. В качестве имитатора заряда использовался патрон для забивки дюбелей. При расположении заряда на днище модели он мог работать по двум схемам — как камуфлетный или на выброс. Датчики для измерения скорости перемещения частиц модели SMSR-1 устанавливали на заданных расстояниях от центра заряда. Ось датчика была ориентирована перпендикулярно фронту взрывной волны и вдоль направления перемещения среды.

Результаты измерений при моделировании взрыва представлены на рис. 5.

Максимальное напряжение, измеренное датчиком при взрыве заряда за счет перемещения постоянного магнита, закрепленного в среде, составило 0,95 В. Так как постоянная $K=0,11$ для датчика известна, то можно рассчитать максимальную скорость перемещения среды

$$V=U/K=0,95/0,11=8,6 \text{ м/с.} \quad (4)$$

Эксперименты производились для следующих значений линии наименьшего сопротивления: $W=40, 60, 80, 100, 120$ мм, причем в диапазоне от 40 до 80 мм образовывалась воронка выброса, а при 100 и 120 мм — камуфлетная полость. Испытания для каждого значения ЛНС производились два раза. Если погрешность опыта составляла не более 10% — данные осреднялись, в противном случае проводили дополнительный

опыт. Аналогично проводились опыты и для различных по силе зарядов (три типа зарядов 0,5; 1,0; 1,5 кДж)

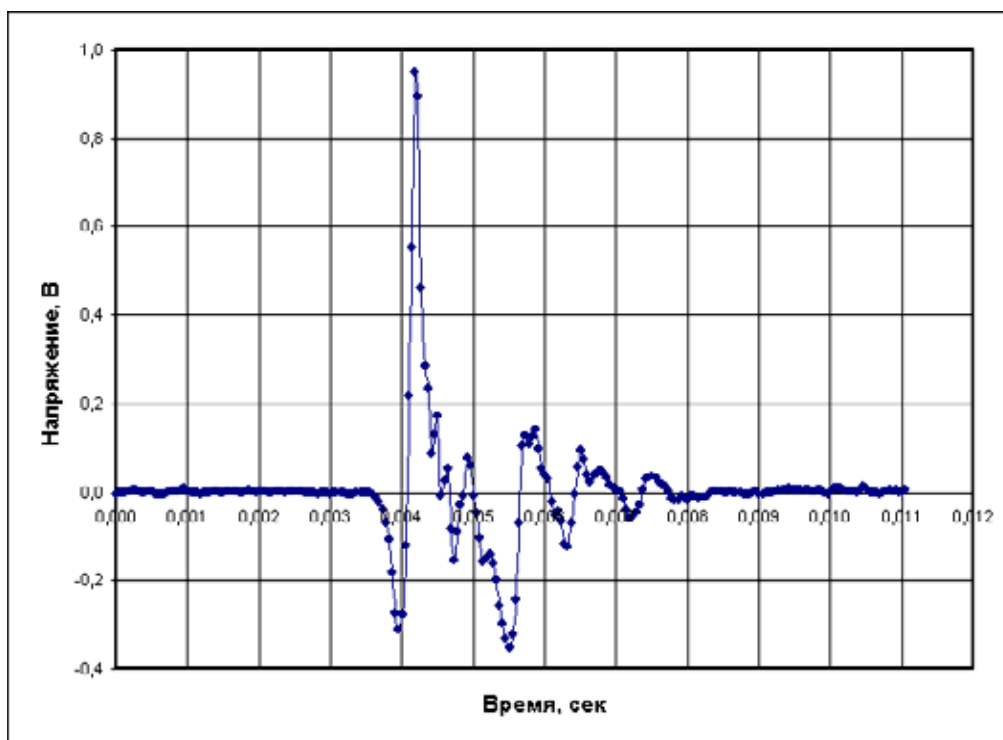


Рис. 5. Изменение напряжения на датчике при взрыве

С целью снижения погрешности измерений, определение радиуса воронки производили во взаимно перпендикулярных направлениях и принимали среднее значение.

После проведения серии опытов строились графики зависимости радиуса и угла раствора воронки от мощности заряда и линии наименьшего сопротивления W (на рисунке 6 показаны графики, полученные при моделировании взрыва заряда мощностью 1 кДж в песке мелкой зернистости, влажностью 9%).

В результате проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

— разработан лабораторный стенд для моделирования механического действия взрыва на модели из эквивалентных материалов, позволяющий моделировать взрыв камуфлетного заряда и взрыв на выброс при достаточно широком варьировании основных влияющих параметров;

— предложена оригинальная конструкция датчика для измерения скорости перемещения частиц среды при движении волны напряжений и перемещений, вызванных действием взрывного заряда, проведено теоретическое обоснование работы датчика, разработана методика производства замеров с использованием аналого-цифрового преобразователя, подключенного к ЭВМ;

— моделирование механического действия взрывного заряда, расположенного в эквивалентном материале, доказало возможность воспроизведения камуфлетного заряда и заряда на выброс, позволило установить закономерности формирования камуфлетной полости и воронки выброса;

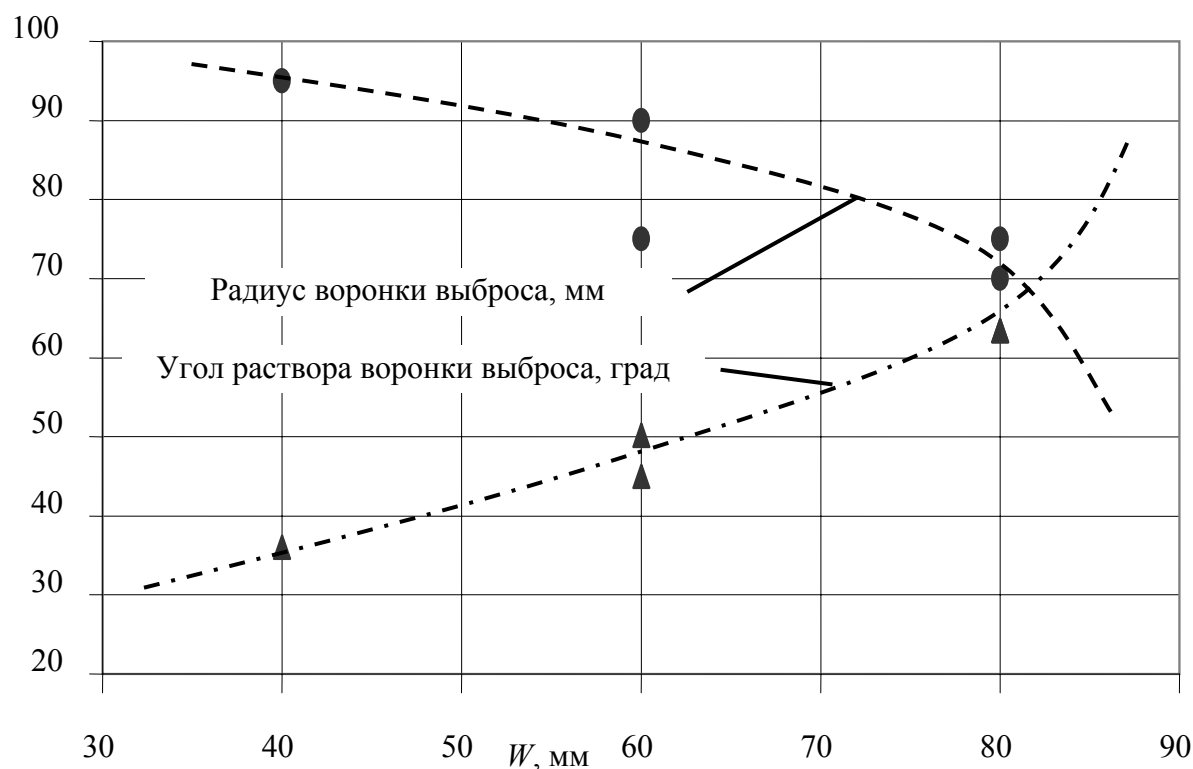


Рис. 6. Зависимость радиуса воронки выброса и угла ее раствора от глубины заложения заряда

— установлено, что по мере увеличения глубины расположения заряда радиус воронки выброса снижается по параболической зависимости, а затем, при достижении некоторой критической глубины, становится равным нулю, что свидетельствует о переходе к стадии камуфлетного взрыва.

Задачами дальнейших исследований на лабораторном стенде является установление зависимостей параметров механического действия взрыва от энергии заряда, физико-механических свойств среды и коэффициента зажима среды.

Библиографический список

1. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара и взрыва в деформируемых средах. — М.: Промстройиздат, 1957. — С. 150–152.
2. Миндели Э.О., Кусов Н.Ф., Корнеев А.А., Марцинкевич Г.И. Комплексное исследование действия взрыва в горных породах. — М.: Недра, 1978. — С. 31–36.
3. Родионов В.Н., Адушкин В.В, Костюченко В.Н. Механический эффект подземного взрыва. — М.: Недра, 1971. — С. 75–76.
4. Родионов В.Н., Сизов И.А., Спивак А.А., Цветков В.М. О поведении среды в зоне разрушения при камуфлетном взрыве // «Взрывное дело» № 76/33. — М., 1976. — С. 24–39.

© Литвинский Г.Г., Касьянов В.А., Шульгин П.Н., 2006

УДК 622.834:550.837.3

АНТИПОВ И.В. докт.техн.наук, ГУМЕНЮК А.Н. инж. (ТП «УГЛЕМАШ»)

ГЕОЭЛЕКТРИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД И ОПРЕДЕЛЕНИЕ ЗАПАСОВ СВОБОДНОГО МЕТАНА

Проанализированы результаты геоэлектрических исследований в поле шахты «Суходольская-Восточная» ОАО «Краснодонуголь» и определено количество свободного метана в геоэлектрических аномальных зонах.

Потребность в топливно-энергетических ресурсах Украины ежегодно увеличивается, а источники добычи полезных ископаемых сокращаются, что может привести к серьезным нарушениям в топливно-энергетическом балансе государства. Обеспечение собственными топливно-энергетическими ресурсами — вопрос энергетической безопасности и основа независимости Украины.

Ежегодно в Украине добывается около 18 млрд. м³ природного газа, потребляется более 80 млрд. м³. Дефицит покрывается за счет экспорта газа из России, Туркмении и других стран. Вместе с тем, Украина имеет значительные резервы для наращивания топливно-энергетического потенциала за счет рационального и эффективного использования метана угольных месторождений.

Донецкий угольный бассейн характеризуется как углегазовый со значительными запасами метана, который не уступает своими энергетическими свойствами природному газу. По ресурсами угольного метана Украина занимает четвертое место в мире. В недрах угольных бассейнов нашего государства содержится около 12 трлн. м³ метана, что в 3–3,5 раза превышает запасы природного газа [1]. Причем, такое количество метана содержится непосредственно в угольных пластах. С учетом газоносности пород, по данным академика А.Ф.Булата, только в Донбассе содержится более 25 трлн. м³ метана [2]. Поэтому проблема определения количества метана и мест его скопления в недрах является актуальной.

Для определения зон скопления метана в недрах применяются методы геоэлектрических исследований [3]. Метод становления короткоимпульсного поля (СКИП) основан на изучении процесса генерации и затухания электромагнитного сигнала в приемных антеннах, после прохождения электромагнитного импульса в антенне генератора. Для определения глубины залегания аномальных геоэлектрических объектов используется метод вертикального электрорезонансного зондирования (ВЭРЗ), наиболее полно изложенный в работах Левашова С.П., Якимчука Н.А., Корчагина И.Н. [4, 5].

В октябре-ноябре 2005 г. геоэлектрические исследования были выполнены на шахте «Суходольская-Восточная» ОАО «Краснодонуголь», которая отрабатывает угольный пласт i_3 . Шахтное поле расположено северо-восточней г. Краснодон Луганской области и вытянуто в широтном направлении от г. Суходольск до поселка Беленькое. Юго-восточная часть шахтного поля примыкает к Российско-Украинской границе; размеры исследованной площади — 15×5 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.

По данным полевых геоэлектрических исследований подготовлены карты геоэлектрических аномальных зон повышенного газосодержания свободного метана на плане горных работ (рис. 1).



Рис. 1. Карта зон свободного содержания метана в пределах поля шахты «Суходольская-Восточная»

В результате проведенных геоэлектрических исследований в пределах поля шахты «Суходольская-Восточная» выделено шесть локальных геоэлектрических 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 Дуванного надвига и расположена в его лежащем крыле. Аномалия прослежена от поселка 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 интенсивности, 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 надвику. Прослеженная длина аномальной зоны 2 км, ширина 700–800 м. В северном направлении аномалия выходит за пределы шахтного поля шахты «Суходольская-Восточная» в поле шахты «Дуванная». В этом направлении съемка 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 главной ствола шахты «Суходольская-Восточная», размеры аномалии 1×1 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 субмеридиональном направлении и имеет размеры аномалии 2×1 км. Аномальная зона продолжа-

ется 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 Дуваный надвиг, субширотного простирания. В «лежащем» крыле надвига сформирована небольшая антиклинальная зона. Параллельно надвику в северном направлении выявлены два мелкоамплитудных нарушения.

По результатам вертикального зондирования проведенного в зоне геоэлектрической аномалии №1 в разрезе в интервале глубин от -350 до -1000 м 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 надвику, 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 ловушкой антиклинального типа и тектонически экранированным нарушением Дуванного надвига. При необходимости использования газа в промышленных целях рекомендуется бурение скважин в точках расположенных в лежащем крыле 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 оставляет 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.

Объемы содержания метана в геоэлектрических аномальных зонах зависят от естественной газонасыщенности, параметров залегания и физико-механических свойств геологических объектов. Однако, в настоящее время не существует методики, регламентирующей подсчет запасов метана в ненарушенном горными работами угленосном массиве. Тем не менее, некоторые исследования в этом направлении были проведены и взяты за основу для приближенного определения запасов свободного метана в зонах геоэлектрических аномалий поля шахты «Суходольская-Восточная».

Так, Узиюк В.И., Бык С.И. и Ильчишин А.В. [6], выполнив комплексный подсчет ресурсов метана в отложениях Донецкого угольного бассейна с учетом рассеянной органики, сделали вывод, что газ угольных месторождений содержится в четырех основных типах коллекторов: в угле — свободном и сорбированном состоянии; в породах — пористых песчаниках, которые сосредоточены в антиклинальных структурах, в техногенных отложениях — трещиноватых песчаниках и в угольных прослойках.

Известно, что каждое месторождение полезных ископаемых и углегазовое, в частности, отличается горно-геологическими условиями и запасы газа на отработанных и не отработанных площадях также имеют свои отличия.

Согласно классическому представлению нефтегазовой геологии, всякая газовая ловушка определяется тремя основными факторами: коллектором, геологической структурой и газозакрывающим покрытием. Относительно углегазовых залежей, существенно 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 может быть представленная разными типами: литологическим, тектоническим, классической замкнутой антиклиналью, незамкнутой антиклиналью.

Газозакрывающие покрытия (гадозакрывающие интервалы) 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 типичных нефтегазовых месторождений, 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 составляет $15\text{--}25 \cdot 10^{-3}$ м³/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 от 0 до 40 МПа приводит 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 по-

ристость указанных пород изменяется от 3,0 до 7,37%, а средневзвешенная составляет около 5,2%.

Объемы содержания свободного метана в геоэлектрических аномальных зонах можно определить двумя способами — по средневзвешенной пористости и метанообильности пород в углепородном массиве.

Объемы содержания метана в геоэлектрических аномальных зонах углепородного массива по средневзвешенной пористости пород ($Q_1, \text{м}^3$) определяется по формуле

$$Q_1 = S \cdot \sum_{i=1}^n m_i \cdot p \cdot k_n / 100, \quad (1)$$

где S — площадь геоэлектрической аномальной зоны, м^2 ; m_i — мощность i -го аномально поляризованного пласта, м ; n — количество аномально поляризованных пластов; p — средневзвешенная пористость пород, %; k_n — поправочный коэффициент, учитывающий неоднородность геоэлектрической аномальной зоны, $k_n=0,7$.

Объемы содержания метана в геоэлектрических аномальных зонах углепородного массива по средневзвешенной метанообильности пород ($Q_2, \text{м}^3$) определяется по формуле

$$Q_2 = S \cdot \sum_{i=1}^n m_i \cdot \gamma \cdot q \cdot k_n, \quad (2)$$

где γ — средневзвешенная плотность пород, $\text{т}/\text{м}^3$; q — средняя природная метанообильность пород, $\text{м}^3/\text{т}$.

Результаты расчетов по формулам (1) и (2) представлены в табл. 1.

Табл. 1. Результаты расчета запасов свободного метана в поле шахты «Суходольская-Восточная»

Номера геоэлектрических аномальных зон	Площадь геоэлектрической аномальной зоны, млн. м^2	Мощность аномально поляризованных пластов в зоне, м	Объем метана в геоэлектрической аномальной зоне, млн. м^3	
			по средневзвешенной пористости, Q_1	по метанообильности, Q_2
1	5,25	54	10,32	15,48
2	1,25	22	1,00	1,50
4	1,05	44	1,68	2,52
5	1,00	50	1,82	2,73
6	2,00	43	3,13	4,70
Всего по шахтному полю:			17,95	26,93

Таким образом, в границах поля шахты «Суходольская-Восточная» выделено 6 локальных зон в которых содержится от 18 до 27 млн. м^3 свободного метана. В пределах двух зон скопления свободного метана были пробурены дегазационные скважины, из которых до подхода горных работ наблюдалось интенсивное газовыделение, чем подтверждается точность определения аномальных зон.

Библиографический список

1. Касьянов В.В., Ламберт Ст. Перспективы развития метановой отрасли в Украине // Геотехническая механика, 2000. — № 17. — С. 6–11.
2. Булат А.Ф. Создание индустрии шахтного метана в топливно-энергетическом комплексе Украины // Геотехническая механика, 1998. — № 10. — С. 3–8.
3. Антипов И.В., Гладкая Е.В., Дегтярь Р.В. Методы геоэлектрических исследований и их применение на угледобывающих шахтах // «Физико-технические проблемы горного производства», вып. 8. — Донецк: ИФГП НАН Украины, 2005. — С. 201–206.

4. Левашов С.П., Гуня Д.П., Якимчук Н.А., Корчагин И.Н., Пищаный Ю.М. О возможности прогнозирования зон повышенной газонасыщенности углей и вмещающих пород геоэлектрическими методами // Докл. НАН Украины, 2002. — № 10. — С. 118–122.

5. Левашов С.П., Якимчук Н.А., Корчагин И.Н. Электрорезонансное зондирование и его использование для решения задач экологии и инженерной геологии // Геологический журнал, 2003. — № 4. — С. 24–28.

6. Узіюк В.І., Бик С.І., Ільчишин А.В. Газогенераційний потенціал кам'яновугільних басейнів України // Геологія і геохімія горючих копалин, 2001. — №2. — С. 110–121.

7. Забигайло В.Е., Николин В.И. Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их газоносность. — К.: Наукова думка, 1990. — 168 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.

© Антипов И.В., Гуменюк А.Н., 2006

УДК 622.625.5.

ДЕНИЩЕНКО О.В. канд.техн.наук, ШИРІН Л.Н. докт.техн.наук (НГУ),
БУДІШЕВСЬКИЙ В.О. канд.техн.наук (ДонНТУ)

ДИНАМІКА ПРИВОДА КАНАТНОЇ ДОРОГИ

Рассмотрено взаимодействие электродвигателя, гидронасоса, гидромоторов и соединительных трубопроводов приводной станции канатной напочвенной дороги, составлены уравнения их движения для создания математической модели системы.

У вугільній промисловості знайшли широке застосування канатні надгрунтові дороги, що працюють за принципом відкатки партії вагонеток замкнутим канатом. Навантаження на ці установки постійно збільшуються, що вимагає вдосконалювання конструкції й методів розрахунку [1, 2]. Об'єктом дослідження є канатна надгрунтова дорога (далі ДКН), принципова схема якої представлена на рис.1,а. Мета — обґрунтування математичної моделі ДКН для дослідження режимів її роботи.

Для аналізу процесів, що відбуваються в установці, зручно подати її у вигляді сукупності вузлів, з'єднаних між собою зв'язками (рис.1, б).

Привідній станції надається рух електричним двигуном змінного струму з короткозамкненим ротором, що з'єднаний з ротором аксіально-поршневого насоса регульованої продуктивності. Робоча рідина з насоса під тиском подається в робочі порожнини радіально-поршневих гідромоторів, вихідні вали яких з'єднані за допомогою зубчатої передачі зі шківом тертя. Гідравлічна принципова схема приводної станції ДКН представлена на рис. 2.

Момент асинхронного електродвигуна може бути визначений [3]:

$$M_{д} = \frac{3U_{\phi}^2 R'_{p}}{\omega_0 \left[(R_c + R'_p / S)^2 + (x_c + x'_p)^2 \right] S}, \quad (1)$$

де U_ϕ — фазна напруга; R_c — активний опір статора; ω_0 — кутова синхронна швидкість; R'_p — приведений до статора активний опір ланцюга ротора; S — ковзання двигуна; x_c, x'_p — реактивний опір статора і приведений до статора ротора.

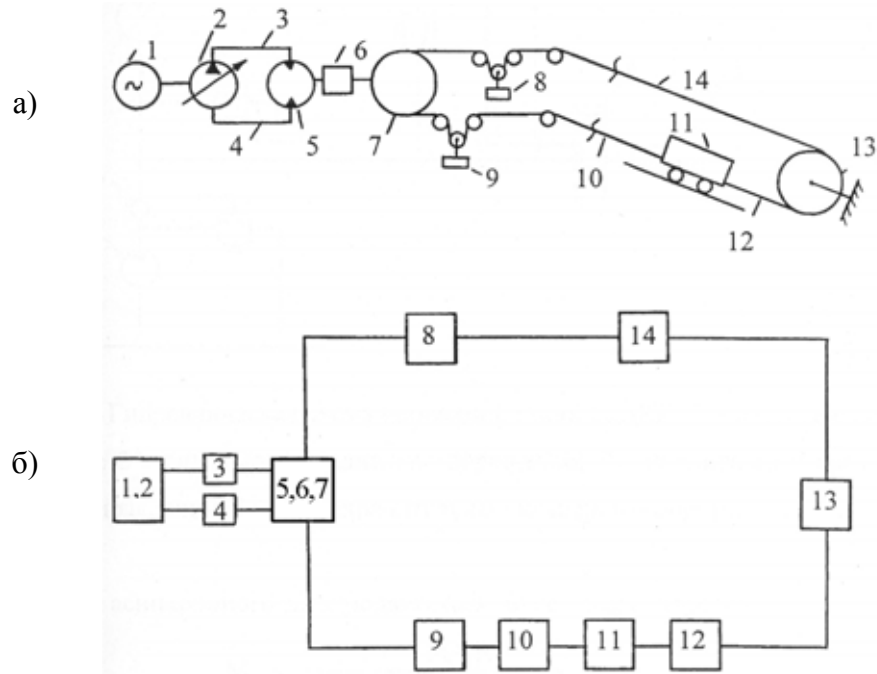


Рис. 1. Принципова (а) і структурна (б) схеми ДКН: 1 — електродвигун; 2 — гідронасос; 3, 4 — сполучні трубопроводи; 5 — гідромотор; 6 — редуктор; 7 — шків тертя; 8, 9 — натяжні вантажі; 10, 12 — ділянки каната нижньої гілки; 11 — состав вагонеток; 13 — кінцевий блок; 14 — ділянка каната верхньої вітки

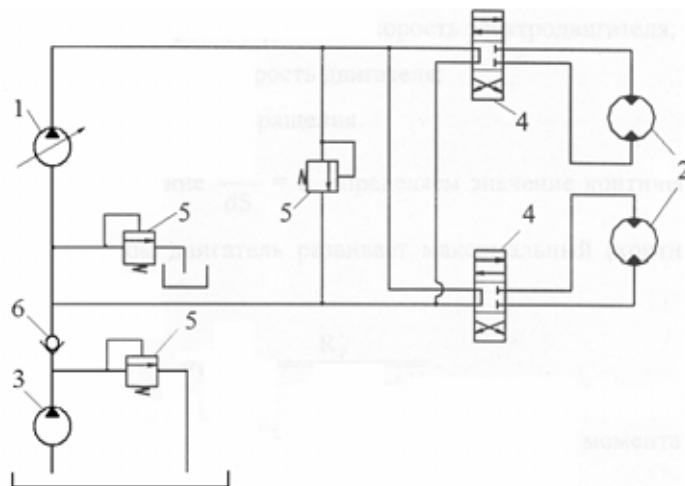


Рис. 2. Гідравлічна схема приводної станції ДКН: 1 — насос аксіально-поршневий; 2 — гідромотор радіально-поршневий; 3 — живильний насос; 4 — золотник керування; 5 — запобіжний клапан; 6 — зворотний клапан

Ковзання електродвигуна визначається за формулою

$$S = \frac{\omega_0 - \omega_d}{\omega_0}, \quad (2)$$

де $\omega_0 = n_0\pi/30$ — синхронна кутова швидкість електродвигуна; ω_d — поточна кутова швидкість двигуна; n_0 — синхронна частота обертання.

Дорівнюючи вираз $\frac{dM}{dS} = 0$, визначаємо значення критичного ковзання S_k , при якому двигун розвиває максимальний (критичний) момент

$$S_k = \frac{R'_p}{\sqrt{R_c + (x_c + x'_p)^2}}. \quad (3)$$

Підставляємо значення S_k у вираз для максимального моменту

$$M_k = \frac{3U_\phi^2}{2\omega_0 \left[R_c + \sqrt{R_c + (x_c + x'_p)^2} \right]}. \quad (4)$$

Якщо вираз (1) розділити на вираз (4) і зробити відповідні перетворення, одержимо

$$M_d = \frac{2M_k(1 + a_d S_k)}{S/S_k + S_k/S + 2a_d S_k}, \quad (5)$$

де M_k — максимальний момент двигуна; S_k — критичне ковзання, що відповідає максимальному моменту.

Якщо у формулі (5) зневажити активним опором статора, то вийде формула більш зручна для практичних розрахунків

$$M_d = \frac{2M_k}{S/S_k + S_k/S}. \quad (6)$$

При виводі формули (6) прийнято ряд допущень (магнітні ланцюги двигуна не насичені, втрати в роторі відсутні, механічними втратами у двигуні нехтуємо), які істотно не впливають на результати розрахунків при роботі двигуна на стійкій частині механічної характеристики, що має місце в привідних станціях ДКН.

Робочий обсяг аксіально-поршневого насоса визначається за формулою [4]

$$q_H = S_\Pi h_\Pi Z = \frac{\pi d_\Pi^2}{4} Z D t g \gamma, \quad (7)$$

де $h_\Pi = D t g \gamma$ — хід поршня; D — діаметр кола блоку, на якому розташовані центри циліндрів; d_Π — діаметр поршня; Z — кількість поршнів; γ — кут нахилу диска.

Середня теоретична подача насоса

$$Q_{HT} = \frac{\pi d_\Pi^2}{4} Z n D t g \lambda, \quad (8)$$

де n — частота обертання ротора.

Параметр регулювання насоса

$$u_n = \frac{tg\gamma}{tg\gamma_{max}}, \quad (9)$$

де γ, γ_{max} — поточне й максимальне значення кута нахилу диска.

Продуктивність насоса:

$$Q_n = q_{nmax} u_n m \eta_0, \quad (10)$$

де q_{nmax} — максимальний робочий об'єм насоса; η_0 — об'ємний к. к. д. насоса.

Робочий об'єм радіально-поршневого гідромотора виражається формулою

$$q_M = mZk \frac{\pi d_{\pi}^2}{4} h_{\pi}, \quad (11)$$

де m — кількість рядів циліндрів; Z — кількість циліндрів в одному ряді; k — кратність дії.

Подача гідромотора

$$Q_M = mZk \frac{\pi d_{\pi}^2}{4} h_{\pi} n, \quad (12)$$

з урахуванням витоків подача гідромотора

$$Q_M = \frac{q_M n}{\eta_0}, \quad (13)$$

де η_0 — об'ємний к.к.д. гідромотора, що враховує виток рідини через зазори й ущільнення.

Крутний момент, що розвивається гідромотором

$$M_m = \frac{(p_H - p_B) q_M \eta_{ГМ}}{2\pi}, \quad (14)$$

де p_H, p_B — тиск, відповідно, у нагнітальній і зливній магістралях; $\eta_{ГМ} = \eta_M \eta_r$ — гідромеханічний к.к.д. гідромотора; $\eta_M \eta_r$ — механічний і гідравлічний к.к.д. гідромотора.

При складанні рівнянь двигуна прийняті такі припущення: модуль пружності рідини змінюється залежно від тиску й температури. Так, у діапазоні тиску 7–25 МПа і при температурі 40°C модуль пружності рекомендується приймати рівним 1700 МПа [5]; звичайно в мінеральних маслах міститься до 6% нерозчиненого повітря, що збільшує стисливість рідини. Найбільший вплив на зміну стисливості робить підвищення тиску від 0 до 5 МПа, а у діапазоні від 5 до 20 МПа наявність повітря в рідині змінює її модуль пружності на 5–6%. Перехідними процесами в електродвигуні й гідронасосі нехтуємо, оскільки постійна часу цих процесів значно менше постійної часу тягового контуру каната ($T_{дв}=0,04$ с, $T_p > 4$ с).

Запишемо рівняння руху вузлів приводу канатної надгрунтової дороги.

Ротор електродвигуна і гідронасоса

$$I_{д} \frac{d\omega_{д}}{dt} = \frac{2M_{к} S_{к} S}{S_{к}^2 + S^2} + \frac{(p_H - p_B) q_{nmax} u_n}{2\pi} - M_{трн} sign(\omega_{д}), \quad (15)$$

де I_d — момент інерції ротора електродвигуна й гідронасоса; ω_d — кутова швидкість ротора двигуна; M_k — критичний момент електродвигуна; S_k, S — відповідно, критичне й поточне значення ковзання електродвигуна; p_n, p_b — тиск нагнітання та всмоктування насосів; q_{nmax} — максимальний робочий об'єм насосів; $M_{трн}$ — сумарний момент сухого тертя в насосах

$$M_{трн} = (1 - \eta_{мд} \eta_{мн}) M_{ном} \text{sign}(\omega_d), \quad (16)$$

де $\eta_{мд}, \eta_{мн}$ — механічні к.к.д., відповідно, двигуна й насоса; $M_{ном}$ — номінальний момент двигуна.

Шків тертя

$$I_{ш} \frac{d\omega_{ш}}{dt} = \frac{(p_n - p_b) q_m}{2\pi} - (F_n - F_{n+1}) R_{ш} - M_{трш} \text{sign}(\omega_{ш}), \quad (17)$$

де $I_{ш}$ — момент інерції шківа, роторів гідромоторів і редуктора, зведених до ободу шківа; $\omega_{ш}$ — кутова швидкість шківа; q_m — сумарний робочий обсяг гідромоторів; F_n, F_{n+1} — зусилля у гілці каната, що набігає й збігає з привідного шківа; $R_{ш}$ — радіус привідного шківа; $M_{трш}$ — момент сухого тертя (холостого ходу) гідромоторів, редуктора й шківа

$$M_{трш} = (1 - \eta_{мм} \eta_p) M_{мн} \text{sign}(\omega_{ш}), \quad (18)$$

де $\eta_{мм}, \eta_p$ — механічні к.к.д., відповідно, гідромотора і редуктора; $M_{мн}$ — номінальний момент гідромотора.

Далі необхідно врахувати процеси, пов'язані зі стисливістю робочої рідини.

Розрахунок параметрів гідромашин і трубопроводів багато в чому залежить від режиму руху рідини в гідросистемі (ламінарного або турбулентного).

Визначимо середню швидкість руху робочої рідини по трубопроводу [5]

$$V_{ж} = \frac{4Q_n}{\pi d_{тр}^2} = \frac{4 \cdot 6 \cdot 10^{-3}}{3,14 \cdot 0,05^2} = 3 \text{ м/с}, \quad (19)$$

де Q_n — номінальна продуктивність насоса, м³/с; $d_{тр}$ — діаметр трубопровода, м.

Для визначення режиму руху рідини в трубопроводі обчислимо число Рейнольдса

$$Re = \frac{V_{ж} d_{тр}}{\nu} = \frac{3 \cdot 0,05}{2 \cdot 10^{-5}} = 7500. \quad (20)$$

Оскільки число Рейнольдса більше критичного $Re > R_{кр}$ (2300), режим руху рідини в трубопроводі турбулентний.

Для кількісної оцінки втрат тиску в трубопроводах по довжині зробимо їх розрахунок [5]

$$\Delta p_{тн} = \lambda \frac{L_{тр}}{d_{тр}} \frac{V_{ж}^2}{2}, \text{ Па}, \quad (21)$$

де $L_{тр}$ — довжина трубопроводу, м; $V_{ж}$ — швидкість руху рідини, м/с.

Коефіцієнт Дарсі для турбулентного потоку у гідравлічно гладких трубах визначається за формулою Блазіуса

$$\lambda = \frac{0,3164}{R_e^{0,25}} = \frac{0,3164}{7500^{0,25}} = 0,034. \quad (22)$$

Оскільки величина втрат тиску $\Delta p_{\text{тр}}$ дуже мала у порівнянні з робочим тиском у трубопроводі ($2 \cdot 10^7$ Па), нею можна знехтувати при складанні розрахункової схеми.

Зміна тиску в магістралі внаслідок стисливості рідини запишемо у вигляді [6]

$$\frac{dp}{dt} = \frac{E}{U} \frac{dU}{dt}, \quad (23)$$

де E — наведений модуль пружності робочої рідини, Па; U — об'єм рідини в магістралі, м^3 .

Наведений модуль пружності враховує піддатливість стінок трубопроводу

$$\frac{1}{E} = \frac{1}{E_{\text{ж}}} + \frac{d_{\text{тр}}}{E_{\text{ст}} \delta_{\text{ст}}}, \quad (24)$$

де $E_{\text{ж}}$, $E_{\text{ст}}$ — модуль пружності, відповідно, рідини і сталі, Па; $\delta_{\text{ст}}$ — товщина стінок трубопроводу, м.

Повний об'єм рідини в магістралі

$$U = L_{\text{тр}} \frac{\pi d_{\text{тр}}^2}{4} + \frac{1}{2} (q_{\text{нmax}} + q_{\text{м}}), \text{м}^3, \quad (25)$$

Зміна об'єму рідини в нагнітальній магістралі

$$\frac{dU_{\text{н}}}{dt} = \frac{u_{\text{н}} q_{\text{нmax}} \omega_{\text{д}}}{2\pi} - \frac{q_{\text{д}} \omega_{\text{м}}}{2\pi} - \alpha_0 p_{\text{н}}, \quad (26)$$

де $\omega_{\text{д}}$, $\omega_{\text{м}}$ — кутова швидкість ротора двигуна і гідромотора, рад/с; α_0 — коефіцієнт витоків у гідросистемі.

Аналогічно, для всмоктувальної магістралі

$$\frac{dU_{\text{в}}}{dt} = \frac{q_{\text{м}} \omega_{\text{м}}}{2\pi} - \frac{u_{\text{н}} q_{\text{нmax}} \omega_{\text{д}}}{2\pi} - \alpha_0 p_{\text{в}}, \quad (27)$$

Тоді, зміна тиску в магістралях складе:

$$\frac{dp_{\text{н}}}{dt} = \frac{E}{U_{\text{н}}} \left[\frac{1}{2\pi} (u_{\text{н}} q_{\text{нmax}} \omega_{\text{д}} - q_{\text{м}} \omega_{\text{м}}) - \alpha_0 p_{\text{н}} \right]; \quad (28)$$

$$\frac{dp_{\text{в}}}{dt} = \frac{E}{U_{\text{в}}} \left[\frac{1}{2\pi} (q_{\text{м}} \omega_{\text{м}} - u_{\text{н}} q_{\text{нmax}} \omega_{\text{д}}) - \alpha_0 p_{\text{в}} \right]. \quad (29)$$

Коефіцієнт витоків (α_0) визначимо за об'ємними к.к.д. насоса і гідромотора ($\eta_{\text{но}}$ і $\eta_{\text{мо}}$) [4]

$$\eta_0 = 1 - \frac{\Delta Q}{Q_{\text{т}}}, \quad (30)$$

де ΔQ — об'ємні втрати в гідромашині, $\text{м}^3/\text{с}$; $Q_{\text{т}}$ — теоретична продуктивність, $\text{м}^3/\text{с}$.

У свою чергу, об'ємні втрати пов'язані з тиском такою залежністю [4]

$$\Delta Q = \alpha p . \quad (31)$$

Тоді, за параметрами номінального режиму гідромашини неважко визначити коефіцієнт витоків

$$\alpha = \frac{Q_T(1 - \eta_{он})}{p_n} , \quad (32)$$

де Q_T — теоретична номінальна продуктивність гідромашини; $\eta_{он}$ — об'ємний к.к.д. у номінальному режимі роботи; p_n — номінальний тиск нагнітання, Па.

Коефіцієнт сумарних витоків насоса і гідромотора

$$\alpha_0 = \alpha_n + \alpha_m . \quad (33)$$

Рівняння руху вузлів привода канатної надгрунтової дороги дають змогу подати розрахункову схему ДКН як єдину електрогідромеханічну систему, обґрунтувати її математичну модель й одержати розв'язання в машинному виді. Вірогідність математичної моделі підтверджена достатньою збіжністю результатів її рішення з експериментальними даними — 12%. Подальші дослідження доцільно продовжити у напрямку теоретичного й експериментального вивчення процесів, що відбуваються в дорозі, обладнаній електродвигуном з фазним ротором і гумотросовим тяговим органом.

Бібліографічний список

1. Смагин В.И., Сидоренко Г.П., Денищенко А.В. Опыт эксплуатации канатных напочвенных дорог на шахте «Павлоградская» // Уголь, 1989. — № 3. — С. 25–27.
2. Хакенберг В.Х. Штрековые транспортные дороги с механическим приводом // Глюкауф, 1976. — № 18. — С. 47–53.
3. Чиликин М.Г., Сандлер А.С. Общий курс электропривода. — М.: Энергоиздат, 1981. — 576 с.
4. Коваль П.В. Гидравлика и гидропривод горных машин. — М.: Машиностроение, 1979. — 319 с.
5. Гидравлика и гидропривод / В.Г.Гейер, В.С.Дулим, А.Г.Боруменский, А.Н.Заря. — М.: Недра, 1981. — 295 с.
6. Гийон М. Исследование и расчет гидравлических систем. — М.: Машиностроение, 1964. — 388 с.

© Денищенко О.В., Ширін Л.Н., Будішевський В.О., 2006

УДК 622.831

НИКОЛИН В.И. доктор техн. наук, САВЧЕНКО П.И. аспирант (ДонНТУ), МАЛЕЕВ Н.В. кандидат техн. наук (Госнадзорхрантруда)

К ЗАКОНОМЕРНОСТИ РАЗВИТИЯ ДЕФОРМАЦИЙ ГЕНЕТИЧЕСКОГО ВОЗВРАТА ПОРОД РАЗЛИЧНОГО КАТАГЕНЕЗА

С позиции опасности травматизма установлено. Что решающей является склонность пород к расслоению, происходящему вследствие развития деформаций генетического возврата глинистых прослоев.

Ранее [1] было гипотетично определено существование природной закономерности развития деформаций обратной ползучести осадочных пород, обусловленное сте-

пенью метаморфизма органического вещества (катагенезом пород). Сущность ее (с учетом более поздних исследований) кратко заключается в следующем.

Зависимость прочностных свойств углей от степени их метаморфизма (V^{daf} , %) была установлена специалистами ДонУГИ (канд. техн. наук Н.М. Двужильная) по результатам измерений прочности угля по копру Π_k . В соответствии с нею при $V^{daf}=45\%$ $\Pi_k=600$ у.е. По мере роста степени метаморфизма прочность угля уменьшается и становится минимальной ($\Pi_k=120$ у.е.) для каменных углей, когда $V^{daf}=28...18\%$.

При дальнейшем метаморфизме углей Донбасса прочность их растет. Каменный низкопористый и малопрочный уголь превращается в высокометаморфизованный, высокопрочный ($\Pi_k=870$ у.е.), практически негазоносный антрацит ($\lg \rho=2$).

Увеличение степени метаморфизма теперь сопровождается не только ростом прочности, но и одновременно не уменьшением, а увеличением пористости почти в 3 раза. Какая-то часть специалистов иногда называет эту пористость вторичной. Но главное не в названии, а в ее природе. По этому поводу не может быть двух мнений — это физико-химические превращения органических веществ, более детально рассматривавшиеся в трудах многих ученых, в том числе и в [2].

Исследованиями [2] была установлена надежная статическая зависимость общей пористости углей N_n , % от степени метаморфизма углей

$$N_n = 0,01(V^{daf})^2 - 0,58V^{daf} + 12,54. \quad (1)$$

Зависимость прочности угля от степени его метаморфизма по Н.М. Двужильной может быть описана выражением

$$\Pi_k = 17,4(V^{daf})^2 - 231,4V^{daf} + 983,1. \quad (2)$$

Теперь с учетом зависимостей (1) и (2) и практической полезности с позиций охраны труда процессы физико-химических превращений углей по мере увеличения их степени метаморфизма могут быть оценены как с учетом участия в них процессов генерации газов (метана и его гомологов), «расходования-потребления» газов, так и влияние их на прочностное ослабление пород — изменение склонности к деформациям генетического возврата (ДГВ).

Продолжительное время травматизм от обвалов и обрушений остается наиболее высоким среди опасных производственных факторов (ОПФ). Из общего числа случаев при обвалах и обрушениях примерно 65% приходится на очистные забои, в том числе около 30% несчастных случаев происходит на концевых участках лав: ниши, сопряжения [3–5], длину которых принимаем равной 10–12 м по падению, восстанию (или простиранию) пласта, примыкающих к вентиляционным и откаточным штрекам (ходкам). Именно склонность к ДГВ обуславливает расслоение и обрушения пород и, следовательно, травматизм от них. На сопряжениях лав с вентиляционными штреками расслоение пород под действием деформаций генетического возврата (более 180–200 сут) уже практически завершилось. Породы обрушаются — падают под действием сил собственной гравитации. На сопряжениях лав с откаточными штреками к силам гравитации добавляются интенсивно протекающие в это время деформации генетического возврата, создающие своеобразное «напорное обрушение». Вспомним удачное сравнение воздействия кусков породы, положенной или брошенной на каску [6], объясняющие увеличение удельной тяжести травматизма. Полагаем поэтому, что данные о травматизме от обрушений могут рассматриваться как один из показателей (критериев) доказательств обсуждаемой природной закономерности.

С учетом сказанного выполнили анализ несчастных случаев (н/с) от обвалов и обрушений в местах сопряжения лав со штреками, зарегистрированных в 1998–2002 гг.

на пяти шахтах ГП «Донецкуголь» (табл.1). Из актов, составленных по форме Н-1, взяты сведения о местах травмирования и днях потери трудоспособности.

Табл. 1*. Травматизм от обрушений на шахтах Донецка

Шахта	Разрабатываемые пласты	V^{daf} , %	Годы	Место н/с	Количество н/с, п	Количество дней потери трудоспособности, S	D_T^H	D_T^B
«Донбасс»	h_8, h_{10}	15	1998-2003	Нижнее Верхнее	20 17	487 282	24,4	16,6
Им. Калинина	h_{10}	20	1998-2003	Нижнее Верхнее	27 18	1316 849	48,7	47,2
Им. Горького	h_7, h_8	25	1998-2003	Нижнее Верхнее	19 16	633 410	33,3	25,6
Им. Скочинского	h_6	33	1998-2003	Нижнее Верхнее	23 13	600 257	26,1	19,8
Им. Челюскинцев	l_1, l_4	40	1998-2003	Нижнее Верхнее	22 14	725 184	33,0	13,1

* **Примечание:** Нижнее — сопряжение лавы и откаточного штрека, верхнее — сопряжение лавы и вентиляционного штрека. Обоснование и сущность показателя D_T , рассчитываемого как отношение дней потери трудоспособности S к числу несчастных случаев n, содержится в [5]. Для нижних верхних сопряжений это D_T^H и D_T^B

Общее количество несчастных случаев на сопряжениях лав с откаточными штреками (D_T^H) составило 111, на сопряжениях лав с вентиляционными штреками — 78 т.е. различие в 1,4 раза. По количеству дней потери трудоспособности (3761 и 1982) оно достигло 1,9 раза. На всех шахтах $D_T^H > D_T^B$, а общее увеличение составило 35%.

По методике, описанной в [7], рассчитали минимальное число несчастных случаев, достаточное для достоверного анализа травматизма (табл. 2). Для названных шахт ГП «Донецкуголь» в местах сопряжения лав со штреками получили, что 3 несчастных случая в месяц является достаточными для достоверного анализа травматизма.

Табл. 2*. Изменение числа несчастных случаев на шахтах ГП «Донецкуголь»

Годы	1998 (54–4,5)		1999 (39–3,3)		2000 (41–3,4)		2001 (17–1,4)		2002 (38–3,2)	
Число месяцев	Δx_{max} , %	K_v , %	Δx_{max} , %	K_v , %	Δx_{max} , %	K_v , %	Δx_{max} , %	K_v , %	Δx_{max} , %	K_v , %
1	77,8	11	51,5	8	47,1	7	542,9	132	150,0	24
2	55,6	4	36,4	3	32,4	3	364,3	45	103,1	9
3	48,2	4	21,2	3	17,6	3	257,1	10	77,1	4

Продолжение табл. 2.

Годы	1998–1999 (93–3,9)		1998–2000 (134–3,7)		1998–2001 (151–3,2)		1998–2002(189–3,2)	
Число месяцев	Δx_{max} , %	K_v , %	Δx_{max} , %	K_v , %	Δx_{max} , %	K_v , %	Δx_{max} , %	K_v , %
1	141,0	19	26,1	24	9,4	27	0	29
2	141,0	19	21,6	22	9,4	27	-3,1	27
3	23,9	8	20,1	22	6,8	25	-6,2	25

* **Примечание:** Δx_{max} — максимальное отклонение от среднемесячного значения, K_v — коэффициент вариации

Выход летучих веществ рассматриваемых восьми шахтопластов (табл. 1) находится в диапазоне от 15 до 40%, именно для него на рисунке показана зависимость склонности осадочных пород к деформациям генетического возврата $\varepsilon_{г.в.}$ от выхода летучих веществ V^{daf} (кривая 1). На нем же нанесены точки, соответствующие удельной тяжести травматизма D_T^H и D_T^B (кривые 2 и 3).

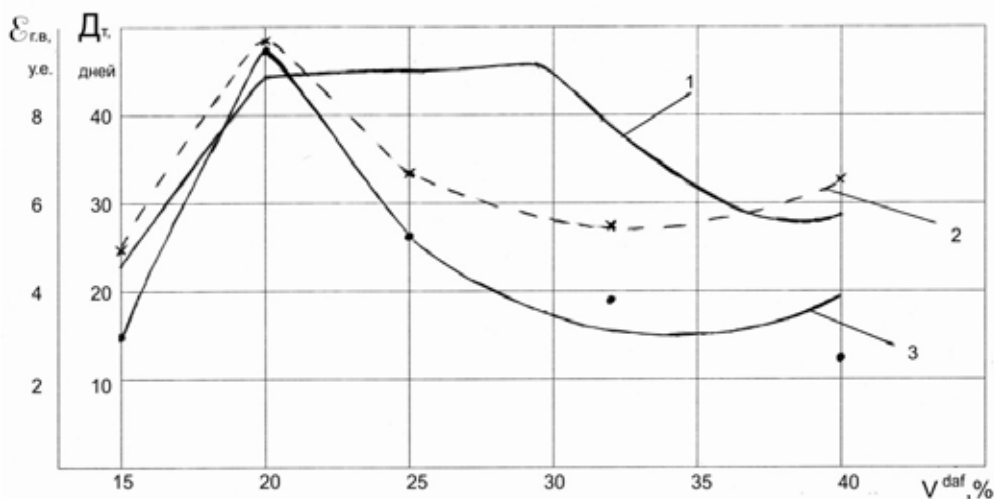


Рис. Зависимость склонности осадочных пород к деформациям генетического возврата $\epsilon_{Г.В.}$ (кривая 1) и критерия удельной тяжести травматизма: для сопряжения лавы с откаточным штреком (кривая 2), для сопряжения лавы с вентиляционным штреком (кривая 3)

Наиболее высок травматизм на шахтах им. Калинина и им. Горького, которые разрабатывают угли, характеризующиеся выходом летучих 20 и 25%. Гораздо меньше он на шахтах, где разрабатываются более ($V^{daf} < (15-20)\%$) и менее метаморфизованные ($V^{daf} > 35\%$) угли. Можно полагать подтверждающейся гипотетическую закономерность склонности осадочных пород к деформациям генетического возврата, обусловленную их катагенезом.

Выводы

1. С позиции опасности травматизма решающей является склонность пород к расслоению, происходящему вследствие развития ДГВ глинистых прослоев.
2. Природная зависимость склонности горных пород к деформациям генетического возврата, обусловленная их катагенезом, может быть отнесена к реальному. Уточнение ее должно быть продолжено.

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. **Забигайло В.Е., Николин В.И.** Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность. — Киев: Наукова Думка, 1990. — 168 с.
3. **Травматизм** при обрушении как следствие расслоения пород во времени / В.И.Николин, С.В.Подкопаев, В.П.Шенец и др. // Уголь Украины, 2001. — № 7. — С. 37–40.
4. **Некоторые** проблемы снижения травматизма на угольных шахтах / В.И.Николин, С.В.Подкопаев, С.Г.Луцев и др. // Уголь Украины, 2002. — № 2–3. — С. 50–54.
5. **Критериальная** оценка травмоопасности технологических операций угледобычи / В.И.Николин, А.В.Агафонов, А.П.Калфакчян и др. // Уголь Украины, 2002 — № 8. — С. 43–44.
6. **Николин В.И., Мордасов В.И., Подкопаев С.В.** Закономерности развития деформаций генетического возврата – научная основа снижения травматизма — Донецк: РИА ДонГТУ, 2001.
7. **Николин В.И., Мордасов В.И., Савченко П.И.** Обоснование минимального числа несчастных случаев достаточного для достоверного анализа травматизма // Изв. горного института, 1999. — № 2. — С. 41–44.

© Николин В.И., Савченко П.И., Малеев Н.В., 2006

УДК 622.822.22:004

ТЮРИН Е.А. (ДонНТУ), ЛИТОВЧЕНКО С.И. инженеры (ш. им. Скочинского ГП «Донецкуголь»)

ПРИРОДА СВЯЗИ ВЫБРОСООПАСНОСТИ И ЭНДОГЕННОЙ ПОЖАРООПАСНОСТИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ*

Изложены результаты экспериментального изучения изменения природной (аналитической) влажности угля по мере проведения подготовительной выработки сотрясательным взрыванием на примере разработки особо выбросоопасного шахтопласта Смоляниновского шахтой им. А.А.Скочинского.

Новая гипотеза природы склонности углей к самовозгоранию и ее детальное описание, уточнения достаточно подробно представлены в [1, 2]. Дальнейшее исследование этого направления оказалось настолько обнадеживающим, что отдельные полученные результаты, вполне достоверно подтверждающие ранее высказанные предположения, заслуживают опубликования.

Предельно кратко сущность гипотезы формально проста. Уголь — это пористая совокупность органических соединений, склонных к физико-химическим превращениям и содержащая химические растворы. Поровое пространство угольного массива представляют ячейки — каналы почти исключительные размерами менее 10^{-7} м. Химическая их активность из-за малости размеров пор практически исключена. Но проявления ее реально в разрушенной, ранее напряженной части массива, где возникают и происходят деформации генетического возврата (ДГВ).

Из опыта разработки выбросоопасных пластов Донбасса давно известно, что часть из них одновременно является склонной к самовозгоранию. В числе таких пластов находится особо выбросоопасный пласт h^1_6 Смоляниновский, разрабатываемый шахтой им. А.А.Скочинского ГП «Донецкуголь». Своеобразие его разработки заключается в том, что эндогенные пожары происходят только в полостях, образованных выбросами при сотрясательном взрывании.

За двадцатипятилетний период (1979–2004 гг.) в лавах и подготовительных выработках на шахте зарегистрировано 413 выбросов угля и газа. Число выбросов в отдельные годы изменялось совершенно незакономерно: от 3 (в 1996–1997 гг.) до 42 в 1979 году, среднегодовое их число составило 16.

Интенсивность выбросов изменялась от 15 до 2000 т. Всего разрушено выбросами было 78556 т угля, а средняя их интенсивность составила 190 т.

Число эндогенных пожаров шахтой систематически до 1999 г. не регистрировалось. В период 1999–2004 гг. произошло 73 выброса угля и газа, но только 32 из них сопровождалось в дальнейшем эндогенными пожарами.

Примерно лет 10–12 тому назад МакНИИ и ДПИ совместно экспериментально установили, что на реально выбросоопасных участках, где выбросы угля и газа при сотрясательном взрывании происходили, аналитическая влажность углей (W^a , %) оказалась в 2 раза выше, чем на невыбросоопасных участках [3, 4]. Следовательно, именно здесь материнской воды (растворов), способствующей возникновению химических реакций с выделением тепла, значительно больше. Предположили, что вероятность возникновения эндогенных пожаров должна быть тем выше, чем больше интенсивность выбросов угля и газа.

* Работа выполняется под научно-методическим руководством докторов техн. наук В.И.Николина и С.В.Подкопаева (ДонНТУ)

Исследование зависимости числа эндогенных пожаров ($N_{эн}$) от интенсивности выбросов (Q , т) позволило установить, что

$$N_{эн}=0,18Q-0,74, \quad (1)$$

при коэффициенте корреляции $r=0,984$,

Статистическая зависимость (1) при очень высоком значении коэффициента корреляции позволяет оценить ее как вполне надежную и рассматривать как еще одно убедительное доказательство рассматриваемой гипотезы.

Результаты экспериментальных измерений изменения соотношений различных оксидов, диоксидов по мере увеличения степени метаморфизма углей в [4] были названы косвенными. Они по существу представляли результат ранее произошедших природных превращений органического вещества. Затем упомянутые эксперименты были дополнены опытами, названными прямым экспериментом, методика которого описана в [4]. Измерялся выход летучих веществ (V^{daf} , %) по стандартной методике (ГОСТ 6382-90) по пробам каменных углей невысокой степени метаморфизма, в том числе с присадками Fe_2O_3 и MgO . Это были пробы шахт им. Димитрова ПО «Красноармейскуголь» (пл. l_6) и им. Дзержинского ПО «Дзержинскуголь» (пл. m_3).

Наличие добавок привело для первой шахты ($V^{daf}=34,7\%$) к снижению V^{daf} на 15%, а для второй — примерно на 37%, т.е. степень метаморфизма их возростала.

Следовательно, и прямой эксперимент подтвердил как физико-химическую природу превращения органических веществ, так и участие в нем, в частности, соединений MgO и Fe_2O_3 , если уголь характеризуется выходом летучих веществ более примерно 20-25% и когда он представлен образцами, а не находится в напряженном массиве.

Обратили внимание на то, что процесс деструкции угля при величине присадок 15–25% протекал настолько бурно, что имели место случаи вспучивания исходной пробы угля и даже разрушения фарфорового тигля. Оценили эти факты как дополнительное, достаточно убедительное подтверждение реальности протекания химических реакций с выделением тепла даже при отсутствии кислорода воздуха, хотя и при высокой температуре.

Проф. Веселовским В.С. [5] констатировалось, что в СССР самовозгорания антрацитов происходили только в исключительных случаях. То же относилось и к зонам газового выветривания (ЗГВ). Объяснялось это загадочным снижением их химической активности. К настоящему времени установлено, что происходят самовозгорания только при разработке т.н. молодых антрацитов [6].

Например, на восьми шахтах ГП «Свердловантрацит», разрабатывающих высокометаморфизованные антрациты, характеризующиеся $l_{gp}<2-3$, за многие годы (десятилетия) не произошло ни одного эндогенного пожара и происходит это не из-за загадочного снижения химической активности антрацитов, а из-за того, что высочайшая степень их метаморфизма привела как к практически полному вырождению природной газоносности, выбросоопасности, так и склонности к ДГВ, выделению при разрушении химически активных растворов [6].

Сказанное подтверждают опыты, названные прямым экспериментом и проведенные на образцах молодого антрацита шахты «Комсомолец Донбасса» ($V^{daf}=7,3\%$). Так же как и по пробам низкометаморфизованного каменного угля определялся V^{daf} при наличии тех же добавок MgO и Fe_2O_3 . Для опытов с MgO получили $V^{daf}=7,1\%$, а с Fe_2O_3 — 7,3%, т.е. практически совпавшими с исходным и свидетельствующими о почти полном отсутствии химической активности. Последняя оговорка («почти полным») сделана из осторожности только потому, что единодушное критериальное понятие о степени метаморфизма молодых антрацитов нам не известно. Думаем, что ориентиром в этом плане может служить $l_{gp}=3,3$, который является граничным, после дости-

жения которого выбросы угля и газа прекращаются. Можно утверждать и вырождение склонности к самовозгоранию.

По данным НИИГД — НПО «Респиратор» (любезно предоставленным нам первым заместителем директора института проф., докт. техн. наук Пашковским П.С.) установили, что на шахтах Донбасса за двадцатипятилетний период 1979–2004 гг. зарегистрировано 73 эндогенных пожара, по трем из которых названы лишь шахты и даты происшедших пожаров.

По данным НПО «Укруглегеология» (любезно предоставленные нам главным геологом канд.техн.наук Кущом О.А., начальником отдела газовых исследований Кузнецовой Л.Д. и главным маркшейдером, канд.техн.наук Филатовым В.И.) для каждого случая эндогенного пожара установили глубину ЗГВ конкретного пласта.

Анализ предоставленных нам сведений доказывает, что за названный период времени на шахтах Донбасса не произошло ни одного эндогенного пожара на глубинах меньших ЗГВ. И с позиции природы ДГВ объясняются названные факты предельно просто.

Время образования ЗГВ, конечно, относится к постинверсионному периоду формирования месторождения. Все эти периоды времени (до и постинверсионные) измеряются миллионами лет. С позиции развития ДГВ в зонах газового выветривания различие пока, может быть, несколько условно пренебрегаем. Пренебрежение допустимо со ссылкой на значительность периодов времени.

Следовательно, все те растворы, даже химически активные, которые могли бы выделяться в необходимых для возникновения экзотермических химических реакций количествах, уже произошли — растворы выделились. Здесь теперь не могут возникать эндогенные пожары в обозримом будущем.

По данным МакНИИ установили принадлежность шахтопластов, при разработке которых были зарегистрированы эндогенные пожары, к выбросоопасным. Оказалось, что их число составило примерно 30%. Из них нами выделена совершенно уникальная ш. им. Скочинского, разрабатывающая особо выбросоопасный пласт h^1_6 Смоляниновский в трех панелях: восточной ($V^{daf}=31,4\%$), центральной ($V^{daf}=32,2\%$) и западной ($V^{daf}=33\%$): ВП, ЦП и ЗП соответственно. Анализ особенностей возникновения эндогенных пожаров на шахте приведен в начале статьи.

Следует отметить, что наряду с общей оценкой научной и практической значимости выполняемого исследования следует выделить важнейший частный вопрос — необходимость экспериментального изучения изменения природной влажности угля по мере проведения подготовительной выработки сотрясательным взрыванием.

В связи с этим, с учетом существующих и существовавших государственных стандартов на методы определения влаги и выхода летучих веществ (ГОСТ 27314-91, ГОСТ 6382-91, ГОСТ 8719-90 и др.) была разработана «Методика отбора проб угля для измерений влажности (рабочей — W^p , %; аналитической — W^a , %) в конвейерном штреке 2-ой восточной лавы УПЦП ш. им. Скочинского».

На пленарном заседании центральной комиссии по вопросам вентиляции, дегазации и борьбы с ГДЯ в шахтах угольной промышленности Украины (протокол №33 от 02.06.05 г.) методика была обсуждена и постановили считать возможным выполнение горно-экспериментальных работ по измерению влажности угля в условиях шахты им. Скочинского*. Основные положения уточненной методики заключались в следующем.

1. Пробы угля (бороздовые) отбираются представителем шахты в присутствии сотрудника ДонНТУ с обеих стенок конвейерного штрека 2-й восточной лавы на расстоянии от забоя не более 3–5 м. Пробы отбираются повторно еще дважды по мере

* В выполнении горно-экспериментальных работ принимает участие бакалавр В.Е.Бесперстов (ДонНТУ)

подвигания конвейерного штрека не более чем через 5–7 сут. Каждый раз фиксируется место отбора пробы (пикет) и время отбора.

2. Ширина борозды должна составлять примерно 10 см, глубина не более 5 см, а масса каждой пробы примерно 3 кг.

3. Каждые две пробы после доставки на поверхность направляются работниками шахты для выполнения измерений W^p и W^a в специализированную лабораторию. Они включают также и определение выхода летучих веществ, V^{daf} , %.

4. В дальнейшем отбор проб угля производится регулярно при проведении конвейерного штрека. Пробы отбирают из штыба, образующегося во время бурения двух шпуров для сотрясательного взрывания. Один из них должен располагаться у левой по ходу проведения штрека стенки, второй — у правой (проба №1 и №2 соответственно). Штыб помещается в бьюксы, представляемые шахте сотрудниками ДонНТУ. При выезде из шахты лицо, отобравшее пробы передает сотруднику ДонНТУ бьюксы, в которых содержится подписанная дата, место (пикет) и время отбора проб.

5. В случаях выбросов угля и газа при сотрясательном взрывании отбирается из разрушенной массы угля не менее двух проб. Если интенсивность выброса угля оказалась более 200 т (пусть, Q , т), число проб увеличивается кратно $Q/200$.

Таким образом, нормативные способы прогноза склонности углей к самовозгоранию базируются на отборе проб угля и оценке его химического взаимодействия с кислородом воздуха. По данным полученных результатов формируется заключение о склонности угольного пласта к самовозгоранию. При этом, к сожалению, не учитывается наличие и свойства материнской воды. Детальный, более глубокий учет степени метаморфизма основан на измерениях I_{gp} , V^{daf} и M — комплексного показателя метаморфизма. Отсутствие эндогенных пожаров высокометаморфизированных антрацитов и в зонах газового выветривания позволяют утверждать как зависимость их от степени метаморфизма углей, так и разрабатывать новые способы прогноза склонности шахтопластов к самовозгоранию, в том числе и региональный и способы предотвращения эндогенных пожаров на принципиально новой научной основе.

Библиографический список

1. Новая гипотеза природы склонности углей к самовозгоранию, учитывающая развитие деформаций генетического возврата / В.И.Николин, С.В.Подкопаев, А.А.Каплюхин и др. // Материалы XIV Международной научной школы им. акад. С.А.Христиановича. — Симферополь, 2004. — С. 116–119.
2. Николин В.И., Малеев Н.В., Явруян А.Ю. Новая гипотеза природы самовозгорания углей, основанная на развитии деформаций генетического возврата при разгрузке // Горноспасательное дело: Сб.науч. тр. НИИГД. — Респиратор. — Донецк, 2004. — Вып. №41. — С. 160–167.
3. Николин В.В., Гурин Н.И., Радченко А.Г. Природная неоднородность метанодоступных угольных пластов как фактор, определяющий разработку и надежность критериев выбросоопасности / Рекомендации по повышению надежности оценки выбросоопасности призабойной части угольного пласта. — Макеевка: Донбасс, 1993. — С. 3–18.
4. Николин В.И., Васильчук М.П. Прогнозирование и устранение выбросоопасности при разработке угольных месторождений. — Липецк: Роскомпечать, 1997. — 494 с.
5. Самовозгорание промышленных материалов / В.С.Веселовский, Н.Д.Алексеева, Л.П.Виноградова и др. — М.: Наука, 1964. — 246 с.
6. Снижение травматизма от проявлений горного давления / В.И.Николин, С.В.Подкопаев, А.В.Агафонов, Н.В.Малеев. — Донецк: Норд-пресс, 2005. — 332 с.

© Тюрин Е.А., Литовченко С.И., 2006

УДК 622.867

АЛЕКСЕЕНКО С.А. канд.техн.наук. (НГУ), ГРЯДУЩИЙ Б.А. (ДонУГИ),
БУЛГАКОВ Ю.Ф. доктора техн. наук. (ДонНТУ), КОРОЛЬ В.И. (Госпро-
мгорнадзор МЧС Украины)

ПЕРЕДВИЖНАЯ КАМЕРА-УБЕЖИЩЕ ДЛЯ САМОСПАСЕНИЯ ГОРНОРАБОЧИХ ПРИ АВАРИЯХ В ШАХТАХ

Предложено новое техническое решение для тепловой релаксации организма человека в горных выработках глубоких шахт и самоспасения горнорабочих при подземных авариях, которое может быть прототипом при выполнении НИОКР по созданию промышленной установки для спасения шахтеров в аварийных ситуациях: взрывах пылегазовых смесей, пожарах, внезапных выбросах и др.

Горнодобывающие предприятия по специфике условий во все времена относились к объектам с повышенной опасностью труда. В настоящее время добыча угля на шахтах Украины ведется в условиях, которые по совокупности воздействия на рабочих отрицательных факторов не имеют аналогов в мировой практике. Это связано с потенциальной опасностью возникновения в шахтах техногенных аварийных ситуаций: взрывов газа и пыли, подземных пожаров, обрушений, внезапных выбросов угля, породы и газа и др. Взрывы пылегазовых смесей и пожары в угольных шахтах по-прежнему уносят множество жизней и наносят значительный материальный ущерб горнодобывающим предприятиям. В особо сложной и опасной ситуации при этом оказываются горнорабочие на выемочных участках (в лавах и прилегающих выработках) и в забоях тупиковых выработок большой протяженности. Многие из них могут быть травмированы и даже при наличии изолирующих самоспасателей не смогут самостоятельно выйти в безопасную зону. Анализ аварий и производственного травматизма на угольных шахтах Украины за последние 10 лет показывает, что в подземных выработках произошло 116 взрывов и вспышек газа и пыли, в результате которых погибло 466 чел., 747 подземных пожаров (погибло 75 чел.). Всего за этот период на шахтах отрасли погибло 3401 чел., в том числе 2236 чел. (66%) — в результате аварий, а 801 чел. (24%) при авариях с групповым травматизмом. Ежегодный материальный ущерб от аварий и травматизма составляет около 1 млрд. грн. [1, 2].

При ликвидации пожаров возникают проблемы вывода людей из аварийных участков и оказания первой неотложной помощи из-за большой протяженности горных выработок и загазованности их продуктами горения. В условиях широко разветвленной сети горных выработок большинства действующих угольных шахт Украины (суммарная длина часто составляет 50–60 км и более) не смотря на близкое расположение горноспасательных взводов к обслуживаемым шахтам, время прибытия горноспасательных подразделений к непосредственному месту аварии составляет 2–2,5 ч после ее возникновения, когда длина зоны горения уже становится постоянной во времени, а ликвидация аварии принимает затяжной характер. До настоящего времени остается нерешенным вопрос безопасного способа ликвидации аварий на выемочных участках и в тупиковых выработках большой протяженности. На угольных шахтах Украины находится в работе около 100 очистных забоев, обрабатывающих выемочные поля, подготовленные длинными столбами. Учитывая расчетную скорость распространения пожара за время прибытия отделений ГВГСС (1–2 ч), активное влияние горноспасателей на ликвидацию пожара существующими средствами спасения в большинстве случаев оказывается неэффективным. Выполнение работ по ликвидации аварий и спасению людей

на выемочных участках и в тупиковых выработках большой протяженности газонасыщенных горизонтов, кроме того, усложняется граничными возможностями вентиляционных маневров и неустойчивостью проветривания тупиков из-за опасности возникновения местных скоплений метана взрывчатой концентрации в вентиляционной струе воздуха. Кроме этого, возникает опасность невыполнения поставленного задания первым отделением горноспасателей, которые направляются на разведку и спасение людей согласно плану ликвидации аварии (ПЛА).

В соответствии с Конвенцией и рекомендациями Международной организации труда (МОТ), шахтные средства должны включать, в случае необходимости, надежно защищенные в пожарном отношении и изолированные камеры, которые могут служить укрытием для работников в чрезвычайной ситуации [3].

Для обеспечения самоспасения шахтеров при подземных авариях в шахтах согласно Стандарта Минтопэнерго Украины «Система самоспасения горняков» СОУ.1–00174102–002–2004 необходимо создавать многоступенчатую систему самоспасения, которая должна учитывать разнообразие условий разработки угольных месторождений, степень опасности шахт, профессию, размещение рабочих мест горняков и другие факторы. Такая система должна предусматривать применение индивидуальных средств защиты органов дыхания (изолирующих самоспасателей различного типа), групповых средств: передвижных пунктов переключения в резервные самоспасатели, передвижных и стационарных камер-убежищ и средств аварийного воздухообеспечения. Только совместное использование этих средств самоспасения и их взаимное резервирование может обеспечить эффективность самоспасения горняков во время подземных аварий [4]. Существующие групповые средства защиты от воздействия газа, тепла и пыли для обеспечения нормальной жизнедеятельности при авариях в угольных шахтах Украины — это пункты переключения ПСПМ, ППВ, ПСА, АД. Они представляют собой металлические контейнеры, в которых находятся резервные самоспасатели и альтернативные источники свежего воздуха, поступающего от пневмосети, баллонов со сжатым воздухом или регенеративных патронов [5]. Эти аппараты просты по конструкции, длительная эксплуатация в шахтах показала их высокую надежность. Однако значительное увеличение протяженности горных выработок, особенно при столбовой системе разработки, усложнение условий добычи, связанных с увеличением температуры шахтного воздуха, заставляет применять новые средства: передвижные и стационарные камеры-убежища, которые имеются почти во всех угледобывающих странах мира [6, 7].

Анализ существующих групповых средств защиты показывает, что угольные предприятия и подразделения ГВГСС не располагают в настоящее время передвижными камерами-убежищами для самоспасения и временной защиты горнорабочих от высокой температуры и продуктов горения (пожарных газов) при авариях (взрывах, пожарах, завалах и др.) в шахтах. На оснащении подразделений ГВГСС имеется комплекс бокс-базы горноспасательной КБГ с системой жизнеобеспечения для отдыха горноспасателей, сокращения времени на передвижение по выработкам с непригодной для дыхания атмосферой в них при температуре воздуха только до 40°C при ведении горноспасательных работ на большом удалении от выработок со свежей струей воздуха. При пожарах температура шахтного воздуха может быть значительно выше. Следовательно, разработка и создание передвижных средств для самоспасения горнорабочих при авариях в шахтах является актуальной задачей.

Национальным горным университетом совместно с Национальной металлургической академией Украины (г. Днепропетровск) и Госпромгорнадзорхрантруда МЧС Украины разработано [8, 9] новое техническое решение установки для защиты рабочих от перегрева в горных выработках глубоких шахт, которое может быть прототипом

для создания промышленной передвижной камеры-убежища для самоспасения горнорабочих при авариях в шахтах. Установка включает (рис.1): камеру 1, систему воздушного душирования, выполненную в виде трубы с отверстиями 2, пневматическую турбину 3, каплеуловитель 4 с поддоном 5 и отверстием 6 для выхода осушенного воздуха и другие элементы. Пневматическая турбина 3, каплеуловитель 4 и поддон 5 расположены в верхней части камеры 1. Камера имеет двойные стенки: боковые, переднюю — 7, заднюю — 8, крышу 9 и пол 10, в которых расположены каналы 11. Внешние поверхности камеры имеют тепловую изоляцию 12. Каналы боковых стенок, передней 7 и крыши 9 соединены с каплеуловителем 4 и воздухопроводом 13 системы душирования 2. Воздухопровод 13 имеет патрубки 14 с регуляторами 15 для регулирования выпуска воздуха в зону отдыха работников 16. В передней стенке 7 камеры 1 установлены герметичные двери 17. В каналах задней стенки 8 установлены отражающие пластины 18 для направления конденсата на внутреннюю стенку камеры. Причем каналы задней стенки 8 соединены только с поддоном 5 каплеуловителя 4, а также — с каналами пола 10, который в передней части камеры имеет отверстия 19 и крышку 20 для их герметизации. Пневматическая турбина 3 соединена с трубопроводом 21 внешнего источника сжатого воздуха. Воздушный выхлоп 22 турбины 3 (выход отработавшего воздуха в турбине) соединен с каплеуловителем 4. В камере 1 установлен автономный источник 23 (например баллон) сжатого воздуха, который с помощью патрубков высокого давления 24 и 25, регуляторов 26, 27, 28 соединен с пневматической турбиной 3 и воздухопроводом 13 системы душирования 2. Камера 1 установлена на шасси 29 с возможностью ее передвижения. В камере 1 установлены также сидения 31 и отделения 30 для хранения изолирующих самоспасателей, респираторов и медицинской аппаратуры для оказания первой помощи пострадавшим. Вспомогательный автономный источник 23 сжатого воздуха используют в особых экстремальных условиях: при отсутствии внешнего источника сжатого воздуха, при необходимости увеличения затрат воздуха в системе душирования, при использовании камеры в роли временного убежища в аварийных ситуациях в горных выработках.

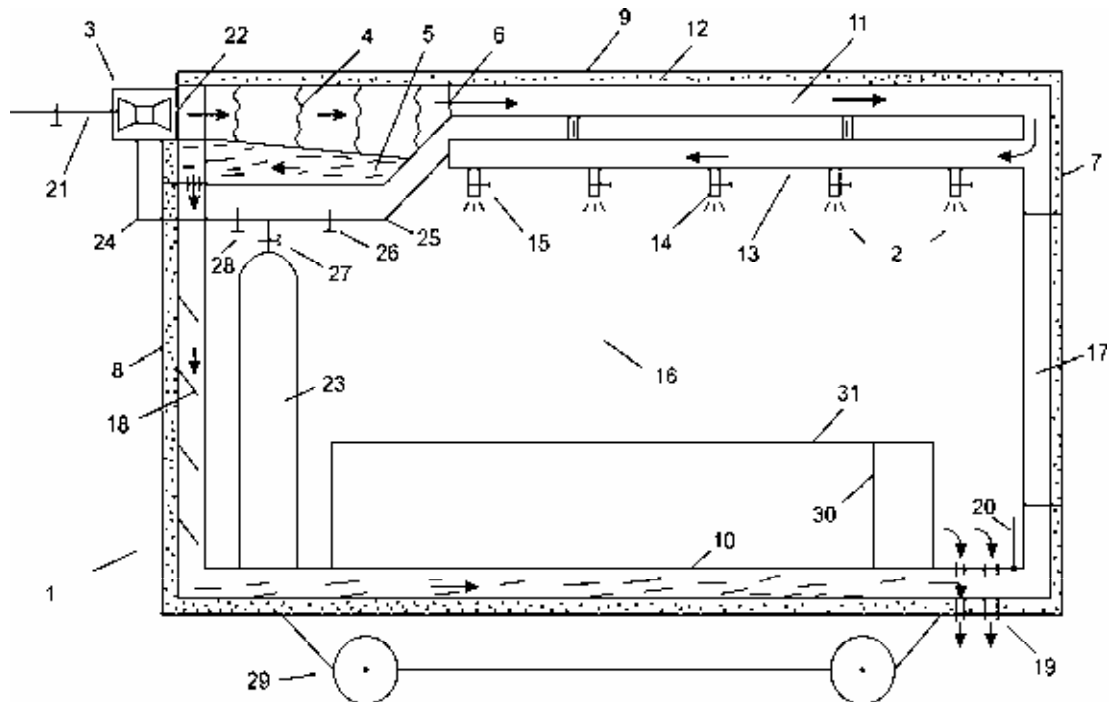


Рис.1. Схема установки для защиты рабочих от перегрева и самоспасения шахтеров при авариях в шахтах

Охлаждение тела горнорабочих, которые находятся в камере 1 в зоне отдыха 16, осуществляется комплексно: путем конвекции при обдуве тела воздухом с температурой ниже температуры поверхности тела; путем выпаривания пота с поверхности тела рабочих при обдуве тела сухим воздухом; путем радиационного (лучистого) теплообмена между холодными внутренними поверхностями камеры и телом работников (радиационное охлаждение).

Таким образом, использование всех основных путей охлаждения организма горнорабочих в камере обеспечивает быстрое снижение перегрева тела, тепловую релаксацию организма (нормализацию теплового баланса). Это позволяет снять опасность возникновения теплового удара и способствует восстановлению высокой работоспособности горнорабочих.

Такие установки могут быть использованы для самоспасения горнорабочих при аварийных ситуациях на выемочных участках, а также для выполнения оперативных работ по ликвидации аварий и отдыха горноспасателей, переснаряжения и замены респираторов в труднодоступных или удаленных от стационарных камер убежищ местях. Основным преимуществом передвижных камер-убежищ для самоспасения горнорабочих перед стационарными является их экономичность и мобильность, что позволяет учитывать фронт подвигания горных работ.

Для защиты горнорабочих в случаях, когда время выхода их из опасной зоны не обеспечивается применением пункта переключения и передвижной камерой-убежищем согласно [4], необходимо размещать стационарную камеру-убежище, которая также предназначена для самоспасения горнорабочих при авариях и отдыха горноспасателей во время ведения оперативных работ в протяженных выработках. Она, согласно проекта, разработанного НГУ размещается в участковой выработке, по которой движется воздух из лавы. Передвижные и стационарные камеры-убежища должны быть обеспечены системой жизнедеятельности и резервными самоспасателями, количество которых зависит от количества шахтеров и горноспасателей, которые могут оказаться на участке во время аварии. В камере-убежище должно быть избыточное атмосферное давление не менее 50 Па.

На шахтах с выработками, время выхода из которых во время аварий больше времени защитного действия самоспасателя, обязательно должны быть установлены пункты переключения в резервные самоспасатели. В этих пунктах размещаются самоспасатели типа ШСС-1У или ШСС-П. В случаях, когда одного пункта переключения недостаточно для выхода на свежую струю воздуха, на этом маршруте должна размещаться передвижная или стационарная камера-убежище [4]. Размещение пунктов переключения в резервные самоспасатели, передвижных и стационарных камер-убежищ для самоспасения горнорабочих при авариях должно осуществляться руководителем предприятия по согласованию с представителями ГВГСС и НИИГД и ПБ «Респиратор» в соответствии с утвержденным планом ликвидации аварий.

Создание промышленной передвижной камеры-убежища для самоспасения горнорабочих может быть осуществлено на базе вагонеток самоходных на пневмоходу ВСП производства ЗАО «Сибгормаш», ВП-12 или ВП-18 Киселевского машиностроительного завода (Россия) или на основе разработанной на кафедре горнозаводского транспорта и логистики ДонНТУ авторами [10] вагонетки с мускульным приводом для перевозки людей по горным выработкам, имеющим рельсовый путь. Такая конструкция вагонетки приводится в движение кривошипно-шатунным механизмом при помощи мускульного усилия рук или ног человека. Усилие на рычаге кривошипно-шатунного механизма не превышает 200 Н. Это позволяет вагонетке двигаться со скоростью до 2 м/с и преодолевать уклон рельсового пути до 5‰. Количество мест для посадки людей составляет 8 человек при грузоподъемности 720 кг. Конструкция вагонетки преду-

смаатривает средства защиты людей во время движения и стоячный тормоз. Все элементы конструкции технологически просты и не требуют дефицитных и дорогостоящих материалов и узлов. Изготовление такой вагонетки возможно в условиях механических мастерских любого угольного предприятия.

Анализ мировой практики применения индивидуальных шахтных самоходных экипажей (ШСЭ) позволяет сделать вывод, что наиболее реальной конструкцией для создания передвижной камеры-убежища для самоспасения горнорабочих при авариях является использование мускульной силы человека для приведения в движение экипажа. Это подтверждается конструкторскими разработками фирмы *SCHARE*, которой предложено шесть вариантов ШСЭ с мускульным приводом [10].

Стадия разработки передвижной камеры самоспасения горнорабочих — НИОКР.

Библиографический список

1. **Яценко И.Я.** О состоянии и мерах по улучшению охраны труда в угольной промышленности. Сб. научн. тр. МакНИИ Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. — Макеевка-Донбасс, 2005. — Т. 2. — С. 11–18.
2. **Радченко В.В.** О приоритетных направлениях по повышению уровня промышленной безопасности на предприятиях угольной отрасли. Сб. научн. тр. МакНИИ Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. — Макеевка-Донбасс, 2005. — Т. 2. — С. 3–10.
3. **Международное законодательство об охране труда.** Конвенции и рекомендации МОТ. Т.1. — К.: Основа, 1997. — 672 с.
4. **Система саморятуння гірників.** Стандарт мінпаливенерго України. СОУ.1-00174102-002-2004. — 15 с.
5. **Пашковский П.С., Марийчук И.Ф., Карпекин В.В., Вольский В.А.** Методы и средства индивидуальной противогазотепловой защиты. Пожежна безпека та аварійно-рятувальна справа: стан, проблеми і перспективи (Пожежна безпека — 2005): Матеріали УІ Всеукраїнської наук. — практ. конф. — К.: УкрНДІПБ МНС України, 2005. — С. 242–244.
6. **Ильинский Э.Г., Конопелько Е.И., Овчаров В.К., Зборщик Л.А.** Индивидуальные и групповые средства защиты в чрезвычайных ситуациях. Пожежна безпека та аварійно-рятувальна справа: стан, проблеми і перспективи (Пожежна безпека — 2005): Матеріали УІ Всеукраїнської наук. — практ. конф. — К.: УкрНДІПБ МНС Країни, 2005. — С. 33–39.
7. **Камеры-убежища** в каменноугольной промышленности ФРГ / Ф.И. Кок, Г. Лангер, К. Бетхер, Фельзенцервек // Глюкауф, 1989. — №15/16. — С. 6–9.
8. **Установка** для захисту робітників від перегрівання. Патент 70653А, (51)7 Е 21F 3/00.УА. / В.Муравейник, С.Алексеенко, І.Шайхлісламова, В.Король (Україна) // Винахід, 2004. — Бюл № 10.
9. **Мобильная установка** для спасения и защиты рабочих от перегрева при пожарах и взрывах в угольных шахтах / С.А.Алексеенко, В.И.Бондаренко, С.Н.Смоланов, В.И.Муравейник, В.И.Король. Сб.науч. тр. МакНИИ. Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах. — Макеевка-Донбасс, 2005. — Т. 2. — С. 66–69.
10. **Будишевский В.А., Полетаев Ю.А.** Перспективы применения шахтных самоходных экипажей с мускульным приводом // Изв. ВУЗов. Горный журнал, 1996. — №1. — С. 74–79.

© *Алексеенко С.А., Грядущий Б.А., Булгаков Ю.Ф., Король В.И., 2006*

Раздел 1. Подземная разработка месторождений полезных ископаемых.
Шахтное строительство

Предисловие	3
Новиков А.О., Петренко Ю.А., Шестопапов И.Н., Шажко Я.В. Исследование влияния схем анкерования горных пород на структурно-механические свойства вмещающего массива.....	4
Кольчик Е.И. Влияние скорости подвигания лавы на конвергенцию пород в штреке.....	11
Теряник В.И. К оценке области применения безнишевой выемки при бесцеликовой отработке пластов.....	16
Бабиюк Г.В. О перспективах решения проблемы ненадежности горных выработок....	20
Борщевский С.В., Дрюк А.А., Сирачев А.Ж., Бауэр М.А. Применение проникающей гидроизоляции в подземном строительстве	25
Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Овчаренко Н.А. Разработка технологии перекрепления выработок, обеспечивающей их устойчивость в послеремонтный период.....	32
Плетнев В.А., Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Сахно И.Г. Результаты внедрения анкерных систем для поддержания горных выработок на шахте «Добропольская».....	39
Соловьев Г.И., Самойлов В.Л., Толкачев А.Ф., Каплюхин А.А., Ляхов А.В., Панфилов Ю.Н. Особенности боковых смещений арочной крепи выемочных выработок глубоких шахт в зоне влияния очистных работ	44
Выговская Д.Д., Выговский Д.Д., Ещенко А.Г., Мандрыка И.А. Основные методические положения по определению оптимальных параметров панелей при отработке уклонных полей.....	50
Гребенкин С.С., Павлыш В.Н., Керкез С.Д. Экспериментальные исследования процесса гидравлического воздействия на пласт h_3 «Ремовский» в условиях шахты им. М.И. Калинина ГП «Артемуголь»	54
Гребенкин С.С., Зинченко С.А., Пронин А.В. Опыт проведения и крепления вентиляционного штрека в условиях шахты имени А.Ф. Засядько.....	57
Куцербов В.М., Лобков Н.И. Влияние технологических параметров на разрушение пород кровли в очистных забоях	61
Антипов И.В., Дегтярь Р.В. Изменение интенсивности синергетических процессов в краевой части угольного пласта с увеличением глубины разработки.....	67
Сергиенко Л.Г., Лобков Н.И., Сергиенко А.И. Моделирование зоны распределения деформаций и напряжений в горном массиве при разработке угольных пластов	72

Подкопаев С.В., Потапов В.Г., Костюк И.С., Бесперстов В.Е., Александров С.С. О природе самовозгорания угля	77
Александров С.Н., Горовой Е.П., Сажнев В.П. Изучение кинематики сдвижения пород в окрестности выемочного штрека, поддерживаемого за лавой в зоне активных сдвижений массива	80
Назаренко В.А., Кучин А.С., Кашина Н.С. Закономерности изменения максимальных оседаний земной поверхности при формировании мульды сдвижения	86
Касьян Н.Н., Ильин А.И., Ивашенко В.Д., Хазипов И.В. Лабораторные испытания охранных сооружений с использованием породных стоек.....	93
Фотиева Н.Н., Булычев Н.С., Саммаль А.С., Анциферов С.В. Напряженное состояние обделок параллельных тоннелей при распространении в массиве длинных сейсмических волн	97
Саммаль Т.Г., Жуков В.Н., Фауэлл Р. Анализ факторов, влияющих на интенсивность коррозионного разрушения бетонных обделок коллекторных тоннелей.....	105
Фотиева Н.Н., Саммаль А.С., Булычев Н.С. Напряженное состояние крепи выработок, сооружаемых вблизи бортов карьеров	109
Vlastimil Hudeček, Petr Urban, Ph.D., Petr Michalčík Experience of Seam Reclassifying into the Category with the Lower Degree of Coal and Gas Outburst Hazard.....	115
Негрей С.Г., Касьян Н.Н. Расчет необходимой величины механического отпора выдавливанию пород почвы горной выработки	122
Брюханов А.М., Колчин Г.И. Контроль выбросоопасности массива способами активной акустики	127
Бабиюк Г.В., Диденко М.А. Исследования развития зоны неупругих деформаций при проведении воздухоподающего уклона шахты им. XIX съезда КПСС ГП «Луганскуголь»	131

Раздел 2. Охрана труда. Противопожарная безопасность. Аэрология

Булгаков Ю.Ф., Трофимов В.А., Мельникова Я.В., Трофимова О.В. Оценка влияния пожара на проветривание горных выработок при работе средств пожаротушения.....	138
Трофимов В.О. Теоретичні основи рівняння Бернуллі.....	143
Греков С.П., Шайтан И.А., Зинченко И.Н., Тында Г.Б. Прогноз пожароопасности угольных скоплений в шахтах	148
Бокий Б.В. Исследование коэффициента утечки воздуха в условиях прямой и возвратной схем проветривания	154

Артамонов В.М., Николаев С.Б. Основы формирования физико-механической модели процесса зволаженния вугільного масиву.....	161
Мельникова Я.В., Чистюхин В.В. Экспериментальное определение параметров вентиляционной сети при работе средств локализации экзогенных пожаров	165
Стукало В.А. О методике расчета тепловыделений от транспортируемого конвейерами ископаемого в глубоких угольных шахтах.....	169
Бесперстов В.Е. О безопасной разработке шахтопластов, склонных к эндогенным пожарам.....	174
Луценко И.А., Тытюк В.К. Общий подход к построению систем автоматического управления, оптимальных по критерию эффективности	177
Литвинский Г.Г., Касьянов В.А., Шульгин П.Н. Стенд для моделирования механического действия взрыва.....	184
Антипов И.В., Гуменюк А.Н. Геоэлектрические исследования массива горных пород и определение запасов свободного метана	191
Денищенко О.В., Ширін Л.Н., Будішевський В.О. Динаміка привода канатної дороги.....	196
Николин В.И., Савченко П.И., Малеев Н.В. К закономерности развития деформаций генетического возврата пород различного катагенеза	202
Тюрин Е.А., Литовченко С.И. Природа связи выбросоопасности и эндогенной пожароопасности угольных пластов.....	206
Алексеев С.А., Грядущий Б.А., Булгаков Ю.Ф., Король В.И. Передвижная камера-убежище для самоспасения горнорабочих при авариях в шахтах.....	210
Содержание	215

МОНОГРАФІЯ

**ГЕОТЕХНОЛОГІЇ
ТА УПРАВЛІННЯ
ВИРОБНИЦТВОМ
XXI СТОРІЧЧЯ**

Том 1

(мовою оригіналу)

ISBN 966-7745-33-3

ISBN 966-7745-34-1

Редакційно-видавнича агенція ДонНТУ
83000, м. Донецьк, вул. Артема, 58, Гірничий інститут, 9-й учбовий корпус
Тел.: (0622) 99-99-94, 90-36-31

Підписано до друку 22.05.06 р. Формат 60×84 ¹/₈. Папір PolSpeed. Друк різнографічний.
Ум. друк. арк. 12,67. Обл. вид. арк. 16,26. Тираж 300 прим.