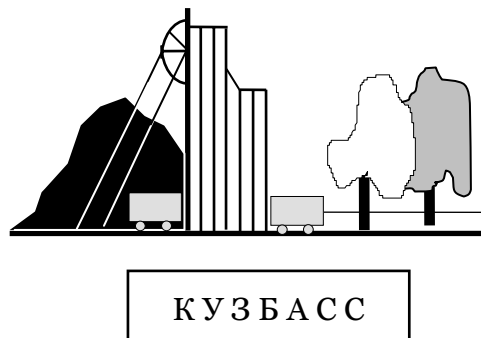


XII Международная конференция



НЕТРАДИЦИОННЫЕ И ИНТЕНСИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Сборник научных статей

Новокузнецк
2007

Федеральное агентство по образованию
Государственное образовательное учреждение
высшего профессионального образования
«СИБИРСКИЙ ГОСУДАРСТВЕННЫЙ ИНДУСТРИАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ»

XII Международная конференция

**НЕТРАДИЦИОННЫЕ И ИНТЕНСИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ
РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Сборник научных статей

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Новокузнецк
2007

УДК 622.2
Н 537

Н 537 Нетрадиционные и интенсивные технологии разработки месторождений полезных ископаемых : сб. науч. статей / Сиб. гос. индустр. ун-т; под общей ред. В.Н. Фрянова. – Новокузнецк, 2007. – 88 с.

В сборнике представлены материалы XII Международной конференции. Кратко изложены результаты научных и практических работ по направлениям решения проблемы стабилизации угольной промышленности в рыночных условиях. Материалы конференции включают в себя статьи по следующим направлениям: геомеханика, совершенствование технологии подземных работ, безопасность, комплексное освоение недр, переработка угля, экология, управление и экономика. Представленные материалы позволят ученым и производителям оценить эффективность различных подходов к решению угольной проблемы.

Сборник рассчитан на научных и научно-технических работников, специалистов угольной промышленности, преподавателей, аспирантов и студентов вузов.

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Редакционная коллегия:

д.т.н., профессор В.Н. Фрянов, д.т.н. Павлова Л.Д., д.э.н. Петрова Т.В.,
д.т.н. Домрачев А.Н., к.т.н. Лукин К.Д.

УДК 622.81.013

**ПРИНЦИПЫ УПРАВЛЕНИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВУЮЩИМИ
ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ И ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМИ
ПРОЦЕССАМИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Ногих С.Р., Фрянов В.Н., Павлова Л.Д.

ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

В угольной промышленности России и за рубежом в последние годы произошли коренные изменения в технологии и технике подземной добычи угля. Основные тенденции развития техники и технологии [1, 2 и др.] заключаются в следующем:

- расширяется область применения технологии выборочной отработки угольных пластов на участках, благоприятных для выемки угля длинными комплексно-механизированными очистными забоями (КМЗ), что привело к снижению коэффициента извлечения балансовых запасов угля в пределах некоторых шахтных полей до 0,5;

- интенсифицируются производственные процессы на базе новой техники, средняя нагрузка на очистной КМЗ за первое полугодие 2007г. составила 2661 т/сутки (в Кузбассе 3468 т/сутки), а на отдельных шахтах Кузбасса среднесуточная нагрузка на КМЗ достигла: ОАО «Шахта «Заречная» - 6642 т, ЗАО «Салек» - 6204 т, ОАО «Шахта «Распадская» - 5718 т [3];

- изменяются геометрические параметры выемочных полей и участков посредством увеличения длины КМЗ, длины выемочного столба (в 1,2 раза в период 1992-2004гг. на шахтах России);

- совершенствуются системы вентиляции и дегазации при отработке газоносных пластов с использованием отсоса метановоздушной смеси из выработанного пространства.

Необходимо отметить, что вышеперечисленные тенденции находятся в русле общемирового процесса развития подземной добычи угля. Однако механический перенос импортных технологий в условия российских шахт не привёл к положительным результатам, так как при внедрении импортных технологий и технических средств не всегда учитывается специфика горно-геологических и горнотехнических условий угольных месторождений России. Данное утверждение может быть проиллюстрировано данными, приведенными в таблице 1. Фактические показатели существенно отличаются от проектных. Например на шахте № 7 в структуре ИК «Соколовская» в Кузбассе по данным Кемеровского областного комитета государственной статистики в 2003г. получены следующие показатели: себестоимость угля 17,6 \$, объ-

ём добычи 3691,1 тыс.т/г., численность персонала 2672 человека, производительность труда рабочего 145,6 т/мес. То есть фактические показатели существенно ниже проектных, указанных в таблице 1.

Таблица 1 - Проектные технико-экономические показатели шахт нового технического уровня в Российской Федерации

Показатели	Шахты			
	№7	Котинская	Талдинская-Южная	Обуховская №1
Производственная мощность, тыс.т	2800	1500	1500	1800
Срок строительства, лет	5	3	3,5	4
Среднедействующее число очистных забоев	1	1	1	2
Среднесуточная нагрузка на очистной забой, т/сут	10000	5000	5000	3000
Численность трудящихся, чел	334	285	286	745
Производительность труда, т/чел. мес	791	498	496	232
Капвложения на сооружение шахты, млн. долл. США	121	75	76	235,5
Производственная себестоимость, долл. США	8	8	8	15
Рентабельность, %	47	25	45	15
Срок окупаемости капвложений, лет	5	8	5,6	6,5

Таким образом, конвергенция концепций формирования технологических схем шахт в России и развитых угледобывающих стран пока не привела к паритету в области технико-экономических показателей. Налицо серьезное отставание угольной промышленности РФ по объемам добычи и производительности труда даже в сопоставимых с зарубежными шахтами горно-геологических условиях. Относительно низкую себестоимость добычи угля в России позволяют поддерживать низкая заработная плата шахтеров, «экономия» на внедрении современной техники по обеспечению безопасных условий ведения горных работ, отсутствие механизмов изъятия природной ренты и компенсации экологического ущерба. Однако эти факторы не могут обеспечить конкурентоспособность отрасли в обозримом будущем.

Аварии на шахтах «Ульяновская» и «Юбилейная» ОАО «УК «Южкузбассуголь» [6-8], шахте «Комсомольская» в Воркуте подтверждают низкую

адаптивность отечественных и зарубежных технологий и технических средств в части обеспечения промышленной безопасности шахт.

Для шахт России характерным признаком низкой эффективности применения высокопроизводительного оборудования, в том числе импортного, является его высокая аварийность. Это приводит к неравномерному продвижению очистного забоя, что проявляется в виде длительных остановок КМЗ и резкого повышения объёмов добычи в отдельные периоды (смена, сутки). Например, на шахтах ОАО ОУК «Южкузбассуголь» отклонение отношения максимальной суточной добычи к среднесуточной при отработке угольного пласта механизированным комплексом МКЮ 4-11/32 составило 2,5-3,0 раза [2].

Следствием высокой аварийности горношахтного оборудования и неравномерного движения очистного забоя является возникновение пиковых нагрузок на секции механизированной крепи, прорывы метана из пластов спутников, выдавливание метановоздушной смеси из выработанного пространства в очистной забой, разрушение крепи на сопряжении выемочных выработок и очистного забоя, увеличение отжима угля с поверхности очистного забоя и боков подготовительных выработок и другие негативные явления.

Указанные причины нарушения технологических режимов приводят к возникновению аварий и повышению уровня травматизма. В таблицах 2-4 приведены результаты анализа травматизма на шахтах ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» [9].

Для снижения вероятности возникновения указанных негативных явлений необходимо привести методические разработки и нормативные документы в соответствие к новым параметрам очистного забоя и оборудования, в том числе импортного. Прогноз технологических, геомеханических и газодинамических параметров проектируемого к отработке выемочного столба должен проводиться в режиме имитации и моделирования вероятной горно-технической ситуации. Это возможно на базе мощного алгоритмического и компьютерного обеспечения моделей движения очистного КМЗ с прогнозом геомеханических и технологических параметров на каждом цикле движения очистного КМЗ. К сожалению, в настоящее время для условий российских шахт такие модели не разработаны.

Предлагаемые научно-исследовательскими институтами методические разработки [10-13 и др.] не всегда обеспечивают безопасность ведения горных работ. Например, авария на шахте «Тайжина» в Кузбассе, унёсшая жизни 47 горняков, связана с непрогнозируемым обрушением пород кровли и залповым выделением метановоздушной смеси в выработки высокопроизводительного КМЗ. Недостаточное научное сопровождение работы высокопроизводительных КМЗ, в том числе в случае их плановой или аварийной остановки, не позволяет исключить повторение аварийных ситуаций вследствие недостаточных знаний динамики параметров сдвижения подрабатываемых и надрабатываемых вмещающих пород отрабатываемого пласта и метановыде-

ления в горные выработки при переменной скорости подвигания очистного КМЗ, в том числе при его аварийных остановках.

Таблица 2 - Распределение общего производственного травматизма на шахтах ОАО «ОУК «Южкузбассуголь», 2002-2003гг.

Факторы, места и причины травмирования работников	Распределение производственного травматизма
Распределение по месту происшествия	
в очистных забоях	16,5
в подготовительных забоях	12,7
в действующих выработках	49,5
на земной поверхности	18,4
Распределение по факторам травмирования	
обвалы, обрушения горной массы	17,5
при обслуживании машин и механизмов	11,8
падение материалов и предметов	8,1
падение людей	15,6
Распределение по профессиям	
горнорабочий очистного забоя	15,6
машинист горновыемочных машин	12,7
проходчик	17,0
электрослесарь	19,8
инженерно-технические работники	8,0
рабочие поверхности	2,4
Распределение по причинам	
нахождение в опасной зоне	5,7
нарушение правил, инструкций	19,8
неисправность машин, механизмов и оборудования	5,2
неудовлетворительная организация работ	33,0
применение непредусмотренных методов и приемов в работе	13,7

Таблица 3 - Производственный травматизм в подготовительных выработках шахт ОАО «ОУК «Южкузбассуголь», количество случаев

Шахта	Травматизм в 2001г.			Остановки горных работ из-за нарушений требований ТБ			Загазирование	
	О	Т	С	2000г.	2001г.		2000г.	2001г.
					всего	ГТО		
Абашевская	6	0	0	47	35	13	2	0
Алардинская	12	0	0	81	78	25	9	2
Грамотеинская	8	0	0	31	36	18	0	0
Есаульская	27	0	1	18	23	15	11	9
Кушеяковская	7	0	0	12	15	6	0	0
Осинниковская	5	0	0	34	28	15	13	9
Тайжина	10	0	0	19	20	6	8	6
Томская	5	0	0	103	45	4	5	0
Ульяновская	12	0	0	10	15	7	0	0
Юбилейная	17	0	0	48	38	15	11	13
По компании	109	0	1	403	333	124	59	39

О - общий производственный травматизм

Т - тяжелые травмы

С - смертельные случаи

ГТО - инспекция Госгортехнадзора РФ

Таблица 4 - Статистическая обработка относительного количества случаев травмирования, данные 2002-2003гг.

Шахты Южного Кузбасса	Относительное количество случаев травмирования на 1 млн. т добычи					
	смертельного		тяжелого		общего	
	среднее	дисперсия	среднее	дисперсия	среднее	дисперсия
Абашевская	0,750	0,094	1,130	1,060	15,410	3,010
Алардинская	1,460	1,042	3,010	2,630	23,150	7,720
Грамотеинская	0,710	0,000	0,710	0,130	18,570	2,040
Есаульская	0,330	0,028	1,170	0,028	14,830	21,780
Осинниковская	0,850	0,183	2,140	0,046	27,350	1,640
Тайжина	0,620	0,098	0,000	0,000	21,880	3,520
Томская	0,710	0,510	2,140	0,510	19,290	0,130
Юбилейная	0,750	0,500	1,500	0,000	19,500	0,690

Заслуживают одобрения работы, направленные на создание средств мониторинга геомеханической ситуации по системе датчиков, показания которых накапливаются в базе данных с последующей компьютерной обработкой [14]. Применение системы автоматизированного управления КМЗ на шахтах США, Австралии, ЮАР привело в благоприятных горно-геологических условиях к росту нагрузки на забой до 25 тыс.т в сутки, а количество очистных КМЗ в США в период с 1992г по настоящее время снизилось со 100 до 59 с увеличением общей добычи на 20%.

В сложных горно-геологических условиях, в том числе при неравномерной скорости движения КМЗ при отработке газоносных пластов, кроме накопления информации о геомеханических и газодинамических процессах, необходимо проводить прогноз состояния углепородного массива с целью предупреждения аварий и инцидентов.

Для разработки системы автоматизированного прогноза технологических, геомеханических и газодинамических параметров и управления ими необходимо установить закономерности влияния неравномерной скорости подвигания КМЗ на параметры этих процессов. Для этого проведён анализ схем и моделей деформирования пород в зоне сдвижения углепородного массива при подземной разработке свиты угольных пластов, анализ результатов исследований влияния скорости подвигания очистного забоя на характер проявления геомеханических и газодинамических процессов, анализ схем дезинтеграции углепородного массива и формирования газового коллектора в зоне сдвижения. В настоящее время разрабатывается пакет компьютерных программ для имитации движения очистного забоя и прогноза вероятности возникновения аварийных ситуаций с учетом взаимодействующих геомеханических и газодинамических процессов.

В последние годы, в связи с необходимостью повышения надёжности прогноза параметров НДС при неравномерном движении высокопроизводительных КМЗ, расширяется объём научных исследований в этом направлении. Целью исследований является разработка геомеханической модели, которая позволяет прогнозировать динамику обрушения пород кровли движущегося очистного забоя с учётом взаимодействия породных слоёв и изменяющегося шага обрушения пород породных слоёв. Таким образом, разработка схемы и модели деформирования подрабатываемых пород кровли при неравномерной скорости подвигания очистного забоя является актуальной научно-практической задачей.

Литература

1. Козловчунас Е.Ф. Совершенствование пространственно-планировочных решений и технико-технологическое переоснащение угольных шахт-приоритетное условие решения проблемы повышения безопасности и эффективности добычи угля подземным способом/ Е.Ф. Козловчунас, В.Д. Носенко, А.Н. Яковлев // Уголь.- 2004.- № 9. – С. 3-7.

2. Ногих С.Р. Воспризводство шахтного фонда действующих, строящихся и восстанавливаемых шахт / С.Р. Ногих. - Томск: Изд-во Том. ун-та, 2002.- 240с.
3. Итоги работы угольной промышленности России за январь-июнь 2007 года // Уголь. - 2007.- № 9. – С. 14-21.
4. Итоги работы угольной промышленности России за 2006 год // Уголь. - 2007.- № 3. – С. 23-29.
5. Зарубежная панорама // Уголь. - 2007.- № 9. – С. 68-69.
6. Причины аварии, произошедшей 19 марта 2007г. на Филиале «Шахта «Ульяновская» ОАО «Объединённая угольная компания «Южкузбассуголь», и мероприятия по обеспечению безопасности на угольных шахтах// Безопасность труда в промышленности.- 2007. - № 6. - С. 26-29.
7. Итоговое заседание комиссии по расследованию причин аварии на шахте «Юбилейная» // Безопасность труда в промышленности.- 2007.- № 5. - С. 70-76.
8. Трагедия на шахте «Комсомольская» //Уголь.- 2007.- №7. – С. 55.
9. Ясюченя С.В. Обоснование рациональных параметров технологических систем высокопроизводительных угольных шахт / С.В.Ясюченя. - дисс. канд.техн.наук.- Кемерово, Институт угля и углехимии СО РАН, 2007.- 175 с.
10. Нормативы нагрузки на очистные забои действующих шахт при различных горно-геологических условиях и средствах механизации. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1982. - 48 с.
11. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11 / Колл. авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003. – 296с.
12. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99). В сб.: Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов)/ Колл. авт. –М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003. –С.4-119.
13. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-3350-00). В сб.: Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов) / Колл. авт. –М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003. – С.120-303.
14. Куссель В. техника для управления производственным процессом при разработке месторождений на примере управления с визуализацией лавы / В. Куссель // Уголь. –2004.-№ 5. –С.9-15.

АНАЛИЗ СХЕМ И МОДЕЛЕЙ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОД В ЗОНЕ СДВИЖЕНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ СВИТЫ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ

Павлова Л.Д., Фрянов В.Н., Ногих С.Р.

ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Исследования процессов изменения напряженно-деформированного состояния и сдвижения углепородного массива проводятся с целью прогноза:

- давления на крепь очистных и подготовительных выработок для обеспечения их устойчивости;
- сдвижений углепородной толщи для охраны подрабатываемых зданий, сооружений горных выработок на земной поверхности и в недрах;
- очагов газодинамических явлений в шахтах.

Соответственно по каждому научному направлению получены удовлетворительные результаты исследований параметров опорного горного давления [4-17 и др.]. Эти результаты систематизированы в виде методических рекомендаций и правил расчёта нагрузок на крепь, сдвижений земной поверхности, профилактики газодинамических явлений [1-3, 8 и др.].

Однако процессы зависания, обрушения и уплотнения пород в выработанном пространстве пологих и наклонных угольных пластов при неравномерном подвигании высокопроизводительных длинных комплексномеханизированных очистных забоев (КМЗ) изучены недостаточно. Исторически это связано с тем, что после внедрения на шахтах механизированных крепей поддерживающего типа в нормативной и проектной документации принято формальное соглашение, утверждающее управление кровлей полным обрушением. Фактически в горной практике управление кровлей за секциями механизированной крепи в выработанном пространстве не проводится.

Разработанные в 80-е годы прошлого столетия специальные способы и средства управления кровлей [18-20] (торпедирование пород кровли, стратификация труднообрушающихся породных плит, гидроразрыв породной толщи) оказались не эффективными по условиям безопасности при производстве буровзрывных работ на газовых шахтах, высокой трудоемкости непроизводительных работ и необходимости остановки высокопроизводительных КМЗ для производства профилактических работ.

В связи с ограниченным объемом исследований процессов обрушения и уплотнения пород кровли в выработанном пространстве [21, 22 и др.], в том числе с учетом скорости движения очистного забоя, актуальными являются исследования динамики деформирования и расслоения подрабатываемого углепородного массива, закономерностей формирования по слоям и обруше-

ния породных плит, а также уплотнения обрушенных пород в выработанном пространстве.

В работах отечественных и зарубежных ученых и практиков [11-14, 17, 23-30 и др.] проблеме расслоения и формирования породных балок, плит и блоков уделяется большое внимание. Следствием внедрения в горную практику результатов исследования в виде рекомендаций и методик является использование таких понятий, как ложная, непосредственная и основная кровля, первичный и вторичный шаги обрушения пород кровли, классификации пород кровли по устойчивости, обрушаемости и управляемости и др.

При выборочной отработке угольных пластов и увеличении скорости подвигания очистного забоя до 200 м/месяц методики определения указанных параметров дезинтеграции подработанных пород кровли оказались не эффективными, так как почти во всех методиках не учитывается влияние скорости подвигания очистного забоя.

Для создания алгоритма дезинтеграции подрабатываемых пород кровли и формирования газового коллектора с учетом скорости подвигания очистного забоя, формы и размеров выработанного пространства целесообразно провести анализ результатов научных исследований, посвященных решению этой научной задачи.

Попытка оценки напряженно-деформированного состояния (НДС) углепородного массива посредством замены упругой изотропной сплошной среды слоистой сделаны в монографии В.Т. Глушко и С.П. Гавели [29]. Авторы получили корректное решение распределения напряжений в подрабатываемом массиве посредством решения дифференциальных уравнений механики сплошных сред. При этом вес пакетов породных слоев авторы заменяют суммарной нагрузкой, не учитывают горизонтальный сдвиг и расслоение слоев по контактам. Это достигается оставлением в выработанном пространстве искусственных опор (угольных целиков или закладочного материала). В целом алгоритм [29] можно использовать для прогноза НДС в породах кровли при отработке угольных пластов камерами, что ограничивает область применения алгоритма.

Существенный вклад в развитие гипотез сдвижения углепородного массива внесли российские и зарубежные исследователи и практики, среди которых особо следует выделить С.Г. Авершина, А.А. Борисова, Г.Н. Кузнецова, Г. Кратча, Ю.А. Коровкина и др.

На рисунке 1 приведены схемы сдвижения пород кровли, систематизированные по результатам работ предшественников.

Гипотеза свода (рисунок 1, а) предложена В. Риттером и развита в работах М.М. Протодяконова. Гипотеза основана на том факте, что форма границы необрушенных пород кровли над выработкой близка к своду естественного равновесия. Гипотеза плит и балок (рисунок 1, б) обоснована в работах В.Д. Слесарева и А.А. Борисова. Сущность гипотезы состоит в том, что горный массив рассматривается как система породных плит, которые последовательно обрушаются в виде пространственных блоков в выработанное

пространство. Традиционно рассматриваются два режима работы пород кровли: до первого обрушения пород кровли при отходе очистного забоя от монтажной камеры и режим установившегося сдвижения и обрушения пород.

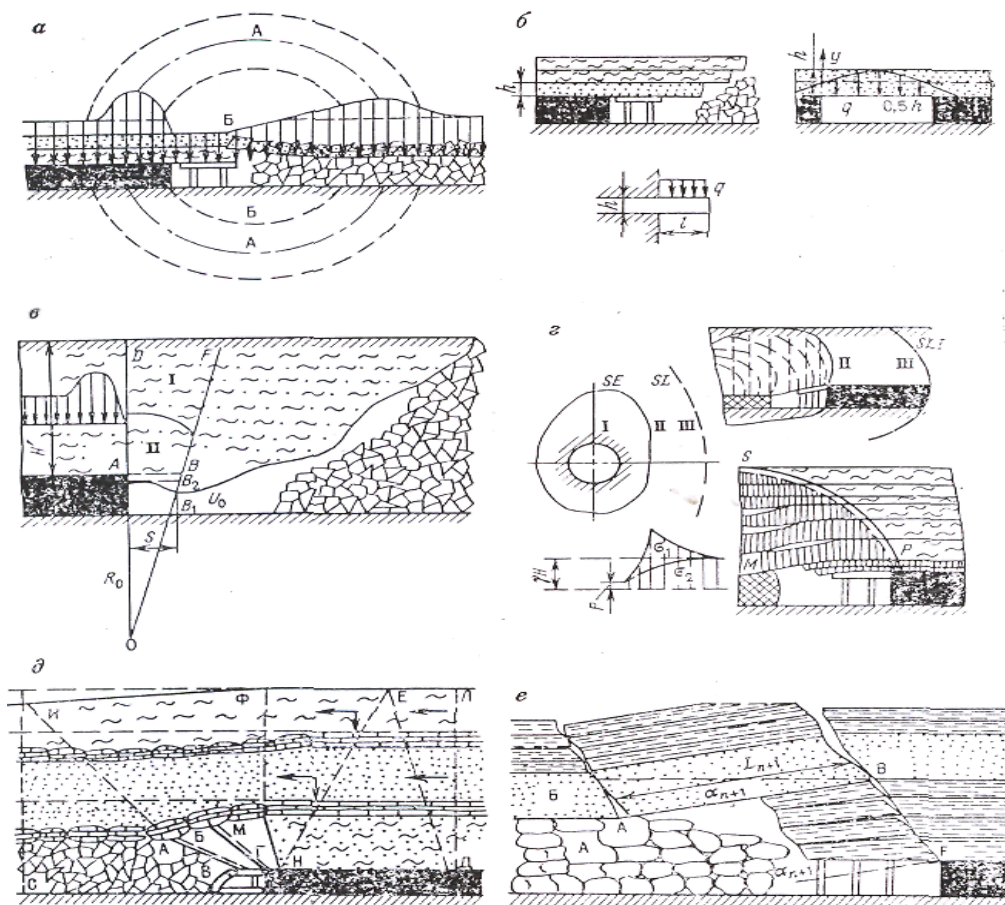


Рисунок 1- Схемы сдвижения и обрушения пород кровли [10]: а - Риттер В.; б - Слесарев В.Д.; в - Руппенейт К.В.; г - Лабасс В.; д - ПНИУИ; е - Кузнецов Г.Н., Борисов А.А.

К.В. Руппенейт предложил гипотезу радиальных сдвижений (рисунок 1, в), согласно которой в породах выделяется клинообразная зона. В этой зоне сдвижения пород направлены по радиусам дуг к центру. Эту гипотезу следует рассматривать как геометрическую. Деформирование пород кровли согласно этой гипотезе возможно в некоторых частных случаях: при управлении кровлей плавным опусканием, частичной или полной закладкой и др.

Гипотеза В. Лабасса предполагает формирование в породных слоях впереди забоя трещин отрыва (рисунок 1, г) и изгиб слоев за линией отрыва над выработанным пространством.

Гипотеза призм вращения и шарнирных балок (рисунок 1.1, д, е) основана на выделении в породах кровли различных зон напряжений в виде призм, формирование зоны беспорядочного обрушения непосредственной кровли и упорядоченного движения в виде породных плит и блоков пород основной кровли. Блоки шарнирно связаны друг с другом.

Последние две гипотезы по существу объединяют гипотезы В. Риттера, В.Д. Слесарева, В. Лабасса. Эти гипотезы объясняют причины формирования

газового коллектора в зоне сдвижения подработанных пород кровли. Однако алгоритмы количественного описания процессов сдвижения углепородного массива и миграции флюидов в зоне сдвижения, адекватные реальным геомеханическим и фильтрационным процессам, пока не разработаны. Особо следует отметить недостаточное развитие алгоритмов и методов расчета параметров геомеханических и газодинамических процессов при неравномерной скорости подвигания очистного забоя, в том числе при его остановках или «рекордных» объемах добычи.

Авторами разработан пакет компьютерных программ [31] для расчета параметров объемного напряженно-деформированного состояния углепородного массива, отличающийся высокой адаптивностью к форме и размерам сложных горно-технических объектов, включающих систему подземных выработок, положение которых изменяется во времени и пространстве.

На его основе разработана методика расчета геомеханических параметров систем разработки по интенсивным технологиям свиты пологих или наклонных угольных пластов позволяет определять в широком диапазоне варьирования горно-геологических и горнотехнических факторов: ширину устойчивого угольного целика; параметры зон опорного горного давления; границы зон повышенного горного давления и разгрузки в одиночном, надрабатываемом и подрабатываемом пластах; границы опасных зон, возникающих под влиянием ленточных угольных целиков и уступов краевых частей на сближенных пластах; минимальные безопасные расстояния от очистного забоя до границ опасных зон; нагрузки на механизированную крепь.

Литература

1. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11 / Колл. авт. – М.: ГУП «НТИЦ «Промышленная безопасность», 2003. – 296с.
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на шахтах, разрабатывающих угольные пласты, склонные к горным ударам (РД 05-328-99). В сб.: Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов)/ Колл. авт. –М.: ГУП «НТИЦ «Промышленная безопасность», 2003. –С.4-119.
3. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля (породы) и газа (РД 05-3350-00). В сб.: Предупреждение газодинамических явлений в угольных шахтах (Сборник документов) / Колл. авт. –М.: ГУП «НТИЦ «Промышленная безопасность», 2003. – С.120-303.
4. Красько Н.И. Особенности периодичности обрушения кровли в длинном очистном забое/ Н.И. Красько, В.В. Назимко, С.В. Кузяра// Уголь Украины. - 2003. -№5.- С. 19-22.
5. Одинцев В.Н. Образование фильтрационного пространства в газонасыщенных угольных пластах при десорбции метана/ В.Н. Одинцев// Горный информационно-аналитический бюллетень МГГУ.- 2001.- №12. С. 48-51.

6. Мышляев Б.К. О проблемах безопасности ведения горных работ на шахтах Российской Федерации/ Б.К. Мышляев// Уголь. –2004. -№2.- С. 33-36.
7. Некоторые результаты применения на шахтах России технологических схем высокопроизводительной отработки угольных пластов/ Ю.Л. Худин, Е.Ф. Козловчунас, В.Д. Носенко, А.Н. Яковлев// Уголь. – 2004. -№ 10. – С. 3-7.
8. Правила охраны сооружений и природных объектов от вредного влияния подземных горных разработок на угольных месторождениях. - СПб.: ВНИМИ, 1998.-291с.
9. Черняк И.Л. Управление состоянием массива горных пород /И.Л. Черняк, С.А. Ярунин. – М.: Недра, 1995. – 395с.
10. Проскуряков Н.М. Управление состоянием массива горных пород /Н.М. Проскуряков. – М.: Недра, 1991. – 368с.
11. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов /А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 305с.
12. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявлений горного давления /Г.Н. Кузнецов. – Л.: Недра, 1968. – 279с.
13. Кузнецов С.Т. О направлениях совершенствования механизированных крепей и приемов активного управления кровлей при их применении /С.Т. Кузнецов. – М.: Недра, 1970. – 312с.
14. Управление горным давлением при разработке пологих пластов с труднообрушаемой кровлей на шахтах Кузбасса /С.И. Калинин, А.Ф. Лютенко, П.В. Егоров, С.Г. Дьяконов. – Кемерово: Кемеровское книжное изд-во, 1991. – 248с.
15. Грицко Г.И. Экспериментально-аналитический метод определения напряжений в массиве горных пород /Г.И. Грицко, Б.В. Власенко. – Новосибирск, Изд-во наука СО АН СССР, 1976. – 189с.
16. Петухов И.М. Горные удары на угольных шахтах /И.М. Петухов. – М.: Недра, 1972. – 229с.
17. Коровкин Ю.А. Механизированные крепи очистных забоев /Ю.А. Коровкин; Под ред. Ю.Л. Худина. – М.: Недра, 1990. – 413с.
18. Инструкция по выбору способа и параметров разупрочнения кровли на выемочных участках. – Л.: ВНИМИ, 1982. – 120с.
19. Чернов О.И. Гидродинамическая стратификация монолитных прочных пород в качестве способа управления труднообрушающейся кровлей /О.И. Чернов //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1982. – №2. – С.17.
20. Клишин В.И. Адаптация механизированных крепей к условиям динамического нагружения /В.И. Клишин. – Новосибирск: Наука, 2002. – 200с.
21. Дудукалов В.П. О распределении давлений обрушенных пород в выработанном пространстве /В.П. Дудукалов //Уголь. – 1988. - №2. – С.21-28.
22. Громов Ю.В. Управление горным давлением при разработке мощных пологих пластов /Ю.В. Громов, Ю.Н. Бычков, В.П. Кругликов. – М.: Недра, 1985. – 239с.

23. Канлыбаева Ж.М. Закономерности сдвижения горных пород в массиве /Ж.М. Канлыбаева. – М.: Недра, 1968. – 218с.
24. 35. Земисев В.Н. Расчеты деформаций горного массива /В.Н. Земисев. – М.: Недра, 1979. –376с.
25. Глушихин Ф.П. Управление тяжелой кровлей в начальный период работы очистных забоев /Ф.П. Глушихин, В.Н. Павлов //Взаимодействие механизированных крепей с боковыми породами. Вопросы горного давления. Вып. 45. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1987. – С.24-27.
26. Петраши М. Исследование в лавах при слоевом разрушении кровли /М. Петраши //Совершенствование планирования производства. – Новосибирск: ИГД СО АН СССР, 1986. – С.30-33.
27. Кузнецов С.Т. Приближенный расчет возможности расслоения кровель угольных пластов /С.Т. Кузнецов, Б.З. Амосин, Д.Г. Пекарский //Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – 1975. – №4. – С.12-17.
28. Якоби О. Практика управления горным давлением /О. Якоби. – М.: Недра, 1987. – 566с.
29. Глушко В.Т. Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород /В.Т. Глушко, С.П. Гавеля. – М.: Недра, 1986. – 221с.
30. Фармер Я. Выработки угольных шахт /Я. Фармер. – М.: Недра, 1990. – 269с.
31. Свидетельство об отраслевой регистрации разработки № 6605. Расчет параметров объемного геомеханического состояния слоистого массива горных пород при отработке свиты пологих или наклонных угольных пластов / Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов, Сиб. гос. индустр. ун-т. – М.: ГКЦИТ ОФАП, № ГР 50200601363; Дата регистр. 14.07.2006.

УДК 622.834:322.27

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ НА ХАРАКТЕР ПРОЯВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ

Фрянов В.Н., Павлова Л.Д., Ногих С.Р.

ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

На практике процессы зависания и обрушения подработанных пород кровли приводят к периодическому характеру проявления горного давления, в угольном массиве. Наиболее опасная ситуация возникает в очистных и прилегающих к ним подготовительных выработках при максимальном зависании подработанных пород кровли. Основными параметрами зависающих и

периодически обрушающихся пород кровли являются длина консоли и мощность пород.

По результатам обработки результатов шахтных наблюдений учеными и практиками предложены эмпирические формулы для определения шагов первичного и последующего обрушений подработанных пород кровли (таблица 1).

Таблица 1 – Расчет шагов обрушения пород кровли

Автор, источник	Шаг обрушения, м	
	формула	расчёт
Черняк И.Л., Ярунин С.А.[20]	$\ell_{HK} = 1,3 \frac{m_{HK}}{m} + 1,2 f_{HK} - 4,8$	5,3
	$\ell_{OK} = 1,7 \frac{m_{HK}}{m} + 0,6 f_{OK}^2 + 0,1 m_{OK} - 7,5$	13,6
Коровкин Ю.А.[28]	$\ell_{OK} = 3,5 \sqrt{\delta_p m_{OK} / \gamma}$	6,6
Калинин С.П. и др.[25]	$\ell_{HK} = 0,84(\sqrt{\delta_{сж} m_{HK}} - 3,3$	11,8
	$\ell_{OK} = 1,06(\sqrt{\delta_{сж} m_{OK}} + 8)$	45,2

В таблице 1 приняты следующие обозначения:

ℓ_{HK} - шаг обрушения пород непосредственной кровли, м;

ℓ_{OK} - шаг обрушения пород основной кровли, м;

m, m_{HK}, m_{OK} - мощность пласта, пород непосредственной кровли и основной кровли соответственно, м;

f, f_{HK}, f_{OK} - коэффициент крепости по шкале проф. М.М. Протоdjяконова угля, пород непосредственной кровли и основной кровли соответственно, м;

δ_p - предел прочности пород на разрыв, МПа;

γ - удельный вес пород, кН/м³.

$\delta_{сж}$ - предел прочности пород на сжатие, МПа;

По формулам, приведенным в таблице 1, был проведен расчет шагов обрушений пород кровли для следующих условий: $m = 2$ м; $m_{HK} = 10$ м; $m_{OK} = 30$ м; $f = 1$; $f_{HK} = 3$; $f_{OK} = 4$; $f_{HT} = 3,5$; $\delta_{сж.HK} = 30$ МПа; $\delta_{сж.OK} = 40$ МПа; $\delta_{p.HK} = 2$ МПа; $\delta_{p.OK} = 3,0$ МПа; $\gamma = 25$ кН/м³.

Результаты расчётов приведены в таблице 1, из которой следует, что шаги обрушения пород кровли, вычисленные по алгоритмам, предлагаемым разными авторами, могут отличаться более чем в 6 раз, то есть не могут быть применены на практике.

По мнению авторов монографии [1] увеличение скорости подвигания очистного КМЗ приводит к снижению величин сдвижений подрабатываемых породных слоев в зоне их изгиба. Незначительное изменение трещиноватости и пористости пород в этой зоне способствует замедлению процесса выде-

ления метана из подрабатываемой углеродной толщи. При большой скорости движения очистного забоя дегазирующее влияние очистного забоя проявляется на расстоянии 50-120м от забоя в выработанном пространстве. Учитывая, что обрушение зависающих породных слоев происходят в динамической форме, соответственно и метан выделяется в виде залповых выбросов из очистного выработанного пространства в подготовительные выработки и очистной забой.

Актуальной научно-практической задачей является исследование характера формирования в выработанном пространстве блочной структуры подработанных пакетов плит. Последние исследования в этом направлении проведены в 70-80 годы прошлого столетия (А.А. Борисов, Г.Н. Кузнецов, С.Т. Кузнецов, А.А. Орлов и др.). В работах С.Т. Калинина, Ю.А. Коровкина доказано существенное влияние характера формирования и воздействия породных блоков на НДС в отработываемом угольном пласте и на секции механизированной крепи. Однако закономерности фильтрации газов в блочной структуре подработанных пород кровли изучены недостаточно. Как правило, принимается сыпучая среда с постоянными фильтрационными параметрами [2]. В последних публикациях, посвященных изучению влияния блочного массива на НДС [3], подтверждается актуальность исследований и разработки на их основе рекомендаций по управлению геомеханическими и газодинамическими процессами в блочном массиве подработанных пород.

По результатам шахтных измерений концентрации метана установлено, что относительная метанообильность изменяется волнообразно по длине отработываемого выемочного столба [1, 4, 5]. На рисунке 1 приведены графики динамики концентрации метана, подтверждающие неравномерность выделения метана.

По результатам исследований в выемочном участке 26-30 шахты «Абашевская» в Кузбассе М.И. Родиковский [5] установил, что при отходе очистного забоя от монтажной камеры расстояние между максимумами концентрации метана увеличивается. Это связано с увеличением объема выработанного пространства и, соответственно, газового коллектора.

В работе [4] обосновано, что объем выноса метана на земную поверхность тесно связан со скоростью подвигания забоя

$$\mathcal{E}_{TEX} = A(X + a(q_H - X)V^B), \quad (1)$$

где $\mathcal{E}_{TEX}$ - техническая эмиссия (объем выноса метана на поверхность средствами вентиляции, дегазации и с выдаваемым из шахты углем), млн.м³; A – добыча угля, млн.т; X – метаноносность угольного пласта, м³/т; q – относительная метанообильность выемочного участка при скорости подвигания забоя 2м/сут; $a = 2,67$; $b = 1,23$ – эмпирические коэффициенты; V – средняя скорость подвигания очистного забоя, м/сут.

На основе анализа результатов исследований объема выделения метана в исходящих струях при разных технологических и геомеханических параметрах выемочных участков установлено, что коэффициенты уравнения (1) не

являются детерминированными, то есть уравнение нельзя применять в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических параметров.

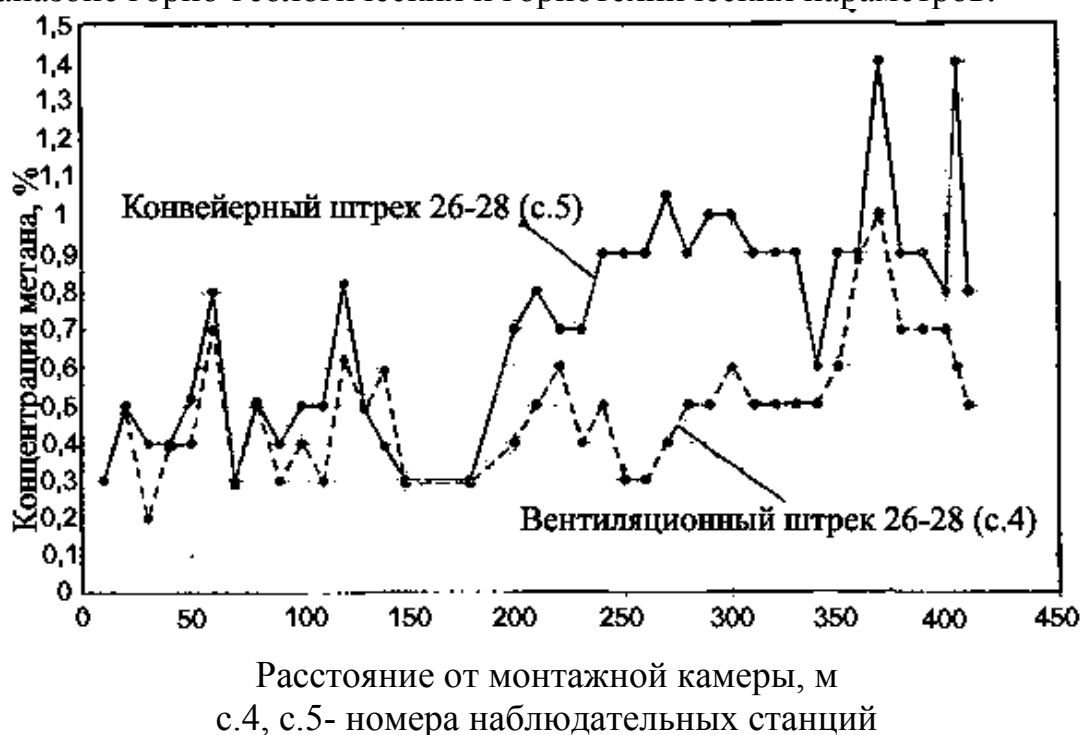


Рисунок 1 – Графики зависимости концентрации метана в исходящих струях от расстояния до монтажной камеры, выемочный участок 26-30, шахта «Абашевская», Кузбасс [5]

В этой связи установление зависимости параметров метановыделения при неравномерном движении очистного забоя в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий, является актуальной научно-практической задачей.

Литература

1. Малышев Ю.Н. Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов /Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: Изд-ва Академии горных наук, 2000. – 519с.
2. Пучков Л.А. Аэродинамика подземных выработанных пространств /Л.А. Пучков. – М.: Изд-во МГГУ, 1993. – 266с.
3. Соловицкий А.Н. Об аппроксимации блочного массива горных пород для оценки его напряженного состояния /А.Н. Соловицкий //Маркшейдерский вестник. – 2003. – №3. – С.74-76.
4. Пестриков В.Г. Разработка метода расчета остаточных ресурсов метана в отработанных горных отводах шахт; Автореф. дисс. канд. техн. наук. /Институт угля и углехимии СО РАН. – Кемерово, 2003. – 22с.
5. Радиковский М.И. Разработка метода прогноза зон интенсивного метановыделения при активизации геотехнических процессов в угольных шахтах; Автореф. дисс. к.т.н. /Институт угля и углехимии СО РАН. – Кемерово: 1998. – 23с.

**МОДЕЛЬ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА
И ФОРМИРОВАНИЯ ГАЗОВОГО КОЛЛЕКТОРА
В ЗОНЕ СДВИЖЕНИЯ**

Фрянов В.Н., Павлова Л.Д., Ногих С.Р.

ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»

***ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк***

На основе обобщения моделей углеродного массива и схем его сдвижения (таблица 1) выявлены отдельные элементы этих моделей, которые можно использовать для разработки алгоритмов формирования газового коллектора в зоне сдвижения.

Нарушение метастабильного состояния насыщенного газом углеродного массива в зоне сдвижения отрабатываемого, подрабатываемых и надрабатываемых пластов является основной предпосылкой для создания комплексной системы управления газодинамическими и геомеханическими процессами.

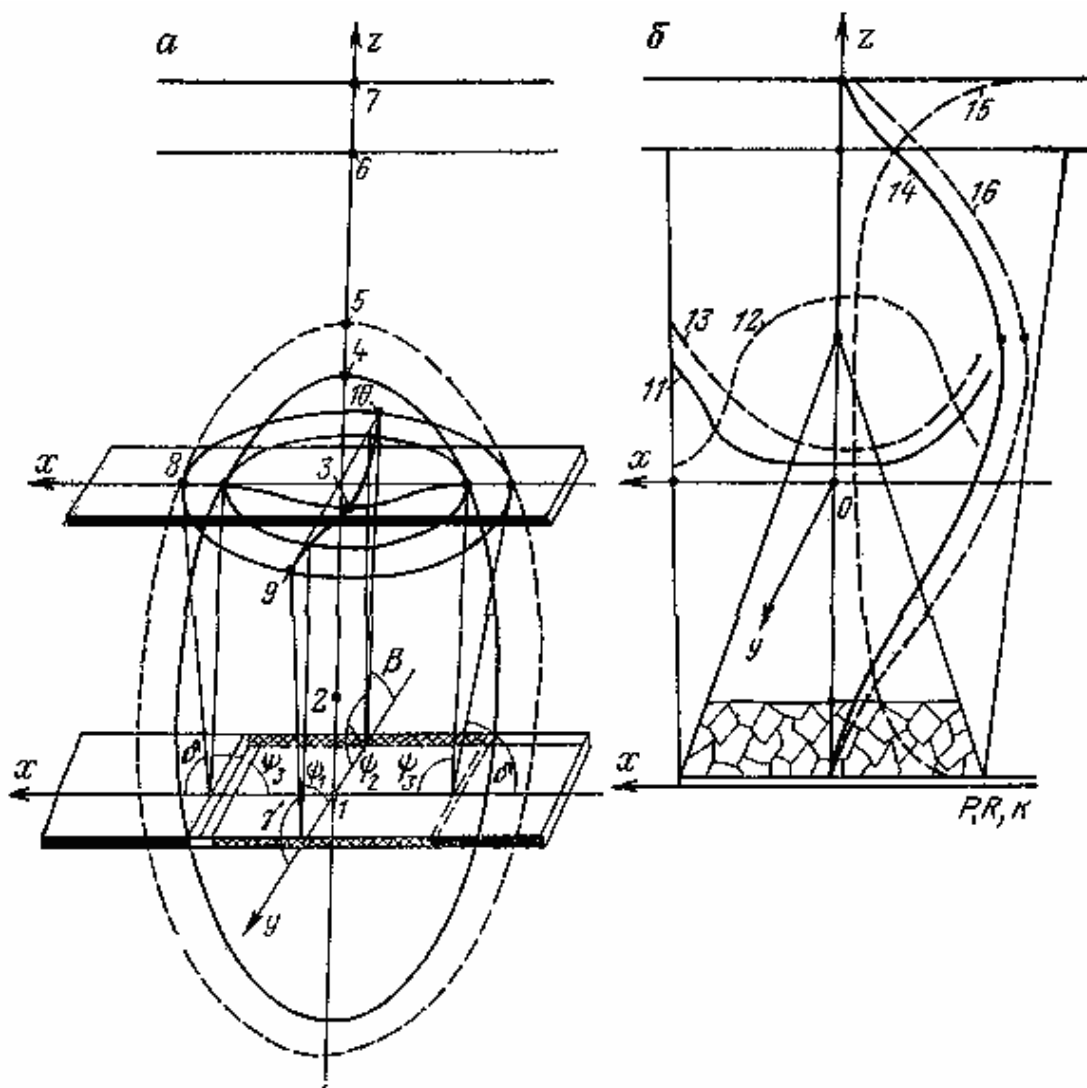
Изменение напряженно-деформированного состояния угольных пластов и газонасыщенных пород в зоне повышенного опорного давления и разгрузки приводит к формированию участков газового насыщения или истощения. Однако алгоритмы определения размеров этих зон характеризуется большим разнообразием методических подходов и физических моделей горного массива, используемых для решения задач управления геомеханическими и аэродинамическими процессами [1, 2, 9-15 и др.].

На первом этапе исследований преобладали геометрические модели сдвижения углеродного массива, базирующиеся на результатах шахтных измерений сдвижений и деформаций подрабатываемых и надрабатываемых пород. В работах А.Т. Айруни, Н.О. Калединой, В.А. Колмакова, В.И. Мурашева, Г.А. Полевщикова, В.Т. Преслера, В.Н. Пузырева, Л.А. Пучкова, Е.И. Рогова, Г.Г. Стреколыщикова, Б.Г. Тарасова, В.В. Ходота, А.А. Христиановича и др. разработаны и развиты модели миграции флюидов в зоне сдвижения газонасыщенного углеродного массива. В ранних работах (Б.Г. Тарасов, В.А. Колмаков, Е.И. Рогов) область активной газопроницаемости принималась в соответствии с размерами зоны полных сдвижений (рисунок 1).

Пространственно-временная модель выделения метана из отрабатываемых, подрабатываемых и надрабатываемых пластов рассматривается в виде миграции до полного газоистощения из зоны, геометрически описываемой эллипсоидом. Модель базируется на сорбционной теории Лангмюра. Однако на практике известны случаи скопления и выделения метана из повторно подрабатываемых и надрабатываемых угольных пластов, а также из выработанного пространства отрабатываемого пласта [1, 7].

Таблица 1 – Модели и гипотезы сдвижения углепородного массива при подземной разработке месторождений

Авторы	Модель углепородного массива	Модель выработки	Возможность для разработки алгоритма расчёта параметров газового коллектора в зоне сдвижения
Авершин С.Г. Борисов А.А. [3]	Слоистый массив в виде породных плит на упругом основании	Прямоугольная выработка в плоскости пласта	Определение объема пустот в выработанном пространстве при зависании породных плит по периметру выработки
Кузнецов Г.Н. [4]	Слоистый массив в виде породных балок	Плоское вертикальное сечение по простирацию пласта	Определение объема пустот под зависающими балками и в зоне полных сдвижений в среднем сечении выработанного пространства
Слесарев В.Д. [16]	Бесконечная породная плита над горной выработкой (теория предельных пролетов)	Полигональная выработка в плоскости пласта	Определение объема пустот в выработанном пространстве до первичного обрушения пород кровли
Петухов И.М. Линьков А.М. [5, 17]	Сплошной упругий породный массив, включающий частично отработанный угольный пласт	Полигональная выработка в плоскости пласта	Определение объема выработанного пространства с учетом смещений пород кровли и почвы пласта
Тарасов Б.Г. [14] Колмаков В.А. [18]	Углепородный массив без учета механических свойств угля и пород	Прямоугольная выработка в плоскости пласта	Размеры эллипсообразной формы зоны сдвижения
Глушко В.Т. Гавеля С.П. [6]	Слоистый сплошной массив	Очистная прямоугольная выработка с угольными целиками	Параметры неравномерности распределения зон деформации и фильтрации при камерно-столбовых системах разработки
Фрянов В.Н. [19] Павлова Л.Д. [20, 21]	Слоистый сплошной углепородный массив	Система взаимовлияющих пространственных очистных выработок в свите пластов	Определение объема газового коллектора в трехмерном массиве при взаимном влиянии нескольких выработанных пространств
Мустафин М.Г., Кузнецов В.П., Гончаров Е. В. и др. (ВНИМИ) [22-26]	Слоистый сплошной углепородный массив	Выработанное пространство угольных пластов	Определение объема газового коллектора по деформациям и сдвигам пород



1-2 — зона обрушенных пород; 1-5 — зона полной разгрузки пород; 4-5 — зона смещений пород; 1-7 — глубина горных работ; 6-7 — зона газового выветривания; 3-8 — зона газового истощения толщи по простиранию; 9-10 — зона газоотдачи пласта-спутника по падению; 11, 14 — газовое давление в пласте-спутнике; 12, 15 — газопроницаемость пласта-спутника; 13, 16 — сопротивление пласта-спутника движению газа

Рисунок 1 - Схемы к определению параметров зоны разгрузки (а) и газовыделения (б) в подработанном массиве [10]

Это подтверждает несостоятельность гипотезы полного газоистощения в зоне разгрузки углепородного массива.

Дальнейшим развитием известных моделей газогеохимических процессов является методический подход В.Т. Преслера [11], базирующийся на регулярной модели прогнозирования разнообразных ситуаций газопроявлений при ведении горных работ (рисунок 2). В работе В.Т. Преслера сделана попытка информационно-математического описания газогеохимических процессов с учетом газовыделения из пластов в выработанное пространство,

дегазации этих пластов, взаимоперетоков метановоздушной смеси в выработанные пространства соседних выемочных участков и пластов, потоков воздуха в горных выработках.

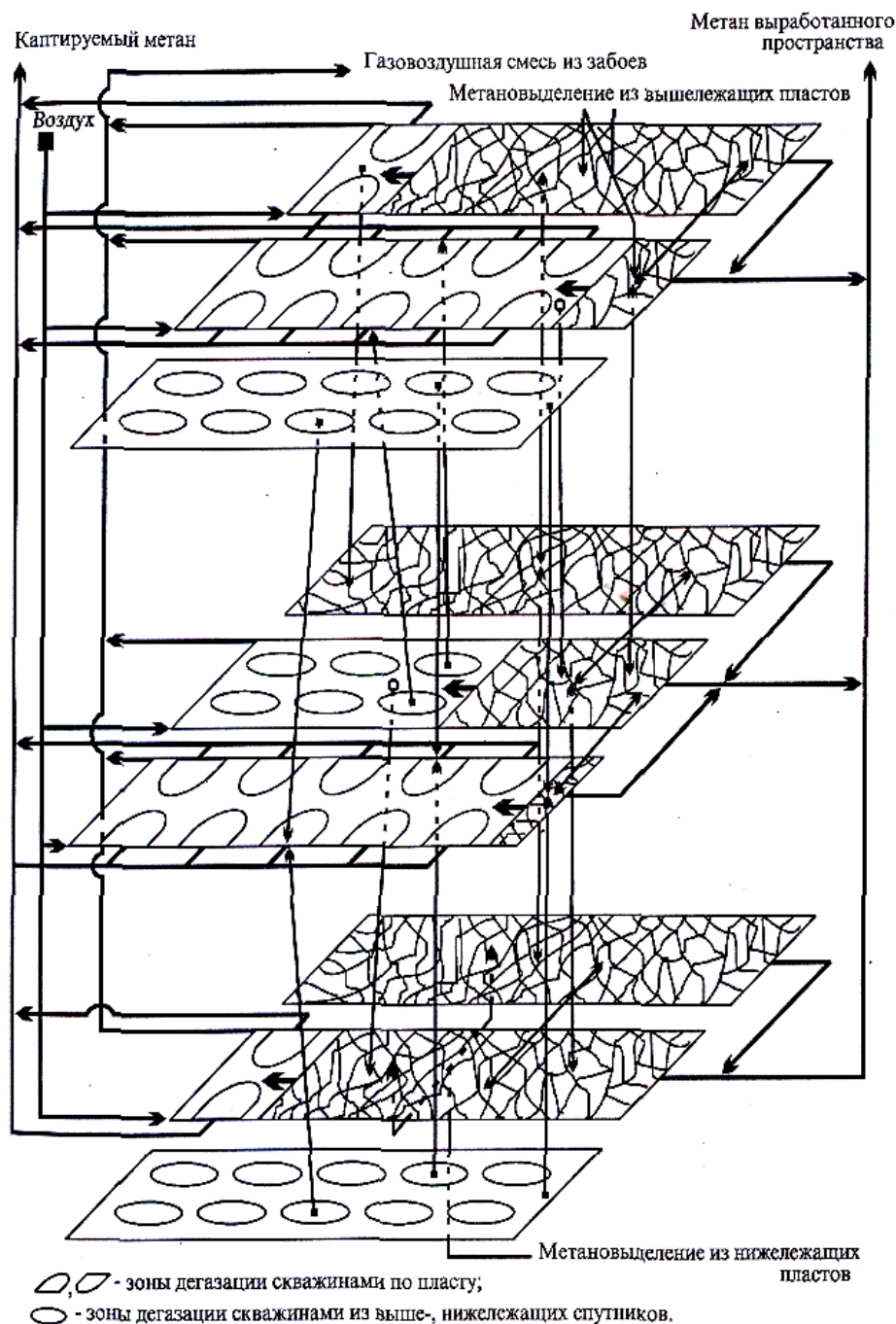


Рисунок 2 – Схема аэрогазовых потоков при совместной отработке свиты угольных пластов [11]

Общим недостатком для всех разработанных моделей [1, 2, 9, 10-14 и др.] являются: идеализация геомеханической модели сдвижения массива горных пород и схем миграции флюидов в углепородном массиве, а также недостаточный учет взаимодействия газодинамических и геомеханических процессов. Последний недостаток является следствием отсутствия количественных взаимосвязей между параметрами газокинетических и геомеханиче-

ских процессов. Вследствие этого в горной практике и науке преобладают эмпирические и аналоговые методы прогноза газообильности горных выработок.

Причинами недостаточного соответствия газогеомеханических моделей газовыделения реальным процессам является использование идеализированных моделей фильтрации метана в статических условиях при постоянном дебите и постоянных фильтрационных свойствах пород. На практике, особенно при переменной скорости движения очистного забоя и циклических обрушениях пород кровли, задачи фильтрации следует рассматривать как нестационарные.

Последние исследования [1, 12] свидетельствуют о существенном влиянии деформаций и техногенных трещин на эффективность выделения метана. Необходимыми условиями интенсификации выделения метана, по мнению авторов [12], являются: создание трещин и термическое воздействие на углепородный массив.

Для эффективной реализации первого направления, то есть создание системы искусственных трещин, актуальными являются исследования, направленные на изучение процессов дезинтеграции горных пород в зоне сдвижения, в том числе при неравномерной скорости движения очистного забоя.

По результатам анализа достижений горной науки и практики по управлению геомеханическими и газодинамическими процессами при разработке пологих угольных пластов по современным технологиям подземной угледобычи установлено следующее:

1) Действующие нормативные и методические документы, как правило, не в полной мере учитывают влияние неравномерной скорости подвигания очистных КМЗ на параметры геомеханических и газодинамических процессов. Возможность разработки новых методических пособий, учитывающих влияние неравномерной и большой скорости подвигания высокопроизводительных очистных КМЗ сдерживается отсутствием шахтных и аналитических исследований и закономерностей проявления геомеханических и газодинамических процессов, происходящих в окрестности этих забоев. В этой связи необходимо изучить влияние основных природных и техногенных на ритмичность работы очистных комплексно-механизированных забоев.

2) Характер сдвижения подрабатываемых пород кровли наиболее полно изучен при равномерном движении очистного забоя или при длительной его остановке. В методических материалах для расчёта параметров геомеханических и газодинамических процессов используется, как правило, средняя скорость подвигания очистного забоя. Поэтому необходимо установить закономерности обрушения (сдвижения) пород подработанной углепородной толщи при неравномерной скорости подвигания очистного забоя.

3) Известные механизмы формирования газового коллектора в выработанном пространстве выемочного участка базируются на решении статических задач без учёта неравномерности движения очистного забоя, что не по-

звolyет прогнозировать метановыделение из выработанного пространства в горные выработки при временных остановках очистного КМЗ или изменении скорости его движения. Поэтому целесообразно установить закономерности формирования газового коллектора в выработанном пространстве при переменной скорости подвигания очистного высокопроизводительного комплексно-механизированного забоя.

4) Для выбора оптимальных технологических параметров выемочного участка и режимов движения очистного КМЗ необходимо разработать рекомендации по управлению газовыделением из выработанного пространства.

Решение поставленных задач предлагается с использованием пакетов компьютерных программ, разработанных в Сибирском государственном индустриальном университете (СибГИУ) [19-21, 27] и адаптированных для решения двумерной и трёхмерной задач расчёта напряжений, деформаций, вертикальных и горизонтальных смещений, а также остаточной прочности пород в зоне влияния очистного забоя и выработанного пространства, реализован следующий алгоритм.

Использование пакетов программ для имитационного моделирования движения очистного забоя позволит обеспечить прогноз и профилактику аварийных ситуаций при отработке выемочных участков, оборудованных высокопроизводительными механизированными комплексами, с учетом неравномерного подвигания очистного забоя в пределах скорости 0-20 м в сутки, длине лавы до 200-350 м и длине выемочного столба 1-6 км.

Литература

1. Малышев Ю.Н. Фундаментально прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов /Ю.Н. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. – М.: Изд-ва Академии горных наук, 2000. – 519с.
2. Пучков Л.А. Аэродинамика подземных выработанных пространств /Л.А. Пучков. – М.: Изд-во МГГУ, 1993. – 266с.
3. Борисов А.А. Механика горных пород и массивов /А.А. Борисов. – М.: Недра, 1980. – 305с.
4. Кузнецов Г.Н. Моделирование проявлений горного давления /Г.Н. Кузнецов. – Л.: Недра, 1968. – 279с.
5. Петухов И.М. Горные удары на угольных шахтах /И.М. Петухов. – М.: Недра, 1972. – 229с.
6. Глушко В.Т. Оценка напряженно-деформированного состояния массива горных пород /В.Т. Глушко, С.П. Гавеля. – М.: Недра, 1986. – 221с.
7. Пестриков В.Г. Разработка метода расчета остаточных ресурсов метана в отработанных горных отводах шахт; Автореф. дисс. канд. техн. наук. /Институт угля и углехимии СО РАН. – Кемерово, 2003. – 22с.
8. Радиковский М.И. Разработка метода прогноза зон интенсивного метановыделения при активизации геотехнических процессов в угольных шахтах; Автореф. дисс. к.т.н. /Институт угля и углехимии СО РАН. – Кемерово: 1998. – 23с.

9. Мясников А.А. Применение ЭВМ для решения задач управления метановыделением в шахтах /А.А. Мясников, В.П. Садохин, Т.С. Жирнова. – М.: Недра, 1977. – 248с.
10. Колпаков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах /В.А. Колпаков. – М.: Недра, 1981. – 134с.
11. Преслер В.Т. Информационно-математическая среда прогноза газопроявлений в угольных шахтах /В.Т. Преслер. – Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000. – 228с.
12. Крейнин Е.В. К вопросу о происхождении метана угольных месторождений и способы его добычи: новая информация /Е.В. Крейнин, Л.К. Сильверстов //Уголь. – 2004. – №7. – С.52-55. Уголь. – 2004. - №7. – С.
13. Рогов Е.И. Математические модели адаптации процессов и подсистем угольной шахты /Е.И. Рогов, Г.И. Грицко, В.Н. Вылегжанин. – Алма-ата, Наука КазССР, 1979. – 240с.
14. Тарасов Б.Г. Прогноз газообильности выработок и дегазации шахт /Б.Г. Тарасов. – М.: Недра, 1973. – 208с.
15. Стекольников Г.Г. Управление аэрогазодинамическими процессами в многосвязной комбинированной вентиляционной системе угольных шахт; Автореф. дисс. докт. техн. наук. /Институт угля и углехимии СО РАН. – Кемерово, 2000. – 47с.
16. Слесарев В.Д. Определение оптимальных размеров целиков различного назначения /В.Д. Слесарев. – М.: Углетехиздат, 1948. – 194с.
17. Петухов И.М. Механика горных ударов и выбросов /И.М. Петухов, А.М. Линьков. – М.: Недра, 1983. – 280с.
18. Колмаков В.А. Метановыделение и борьба с ним в шахтах /В.А. Колмаков. – М.: Недра, 1981. – 134с.
19. Фрянов В.Н. Управление геомеханическими процессами и обоснование параметров систем разработки гидрошахт Кузбасса: дис. докт. техн. наук/ В.Н. Фрянов- Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 1989.-438с.
20. Павлова Л.Д. Моделирование блочного обрушения горных пород с последовательным накоплением повреждений/ Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов// Горный информационно-аналитический бюллетень-2004. -№3.- С. 203-205.
21. Павлова Л.Д. Моделирование пространственного распределения смещений пород кровли при взаимном влиянии горных выработок на сближенных пластах/ Л.Д. Павлова, В.Н. Фрянов// Горный информационно-аналитический бюллетень. Тематическое приложение. Физика горных пород.- 2006.- С. 245-251.
22. Кузнецов В.П. Защитные пласты, как эффективная мера предотвращения динамических разломов пород почвы с прорывом метана в горные выработки / В.П. Кузнецов, М.Г.Мустафин. //Управление газовыделением и дегазация угольных шахт: Науч. труды – ИГД им. А. А. Скочинского, 1985.
23. Гончаров Е.В. Формирование трещиноватых и разгруженных зон около очистной выработки / Е.В.Гончаров, М.Г. Мустафин // Управление

горным давлением и прогноз безопасных условий освоения угольных месторождений. Сб. науч. тр. Л., ВНИМИ, 1990, с. 171–176.

24. Методические указания по расчету напряжений в зонах влияния очистных выработок. – Л., 1989, 56 с. (Минуглепром СССР, ВНИМИ).

25. Мустафин М.Г. Геомеханическая модель системы «выработка – вмещающие породы» и ее использование при прогнозировании динамических проявлений горного давления/ М. Г. Мустафин // Горная геомеханика и маркшейдерское дело. С.-Петербург, ВНИМИ, 1999.

26. Мустафин М.Г. Оценка влияния скорости подвигания очистного забоя на изменение динамики нагружения краевых частей выработки и характер сдвижения подработанного массива горных пород/ М. Г. Мустафин// СПб, ВНИМИ, 2006.

27. Наумкин В.Н. Прогноз параметров взаимодействующих геомеханических и газодинамических процессов при неравномерном движении очистных забоев угольных шахт; Автореф. дисс. канд. техн. наук. /СибГИУ. – Новокузнецк, 2006. – 18с.

УДК 622.232

К ВОПРОСУ ОБ ОЦЕНКЕ НЕРАВНОМЕРНОСТИ РАБОТЫ ДЛИННЫХ КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ЗАБОЕВ

Домрачев А.Н., Риб С.В.

**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк**

Оценка неравномерности работы длинных комплексно-механизированных забоев (ДКМЗ) является неотъемлемой частью общего комплексного критерия устойчивости работы шахты в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях. Оценка неравномерности работы ДКМЗ позволяет.

1. Более точно прогнозировать газовыделение в забой при расчете необходимого количества воздуха для проветривания ДКМЗ.

2. Прогнозировать возникновение разрывов в очистном фронте при планировании развития горных работ.

3. Более эффективно реализовать планово-предупредительные ремонты и другие мероприятия, направленные на обеспечение бесперебойной работы ДКМЗ в заданных горно-геологических и горнотехнических условиях.

Для оценки соответствия случайной величины - значения суточной нагрузки на ДКМЗ были проанализированы данные о работе очистных забоев 1-1-1-15 (шахта «Тайжина») и 16-13 (шахта «Юбилейная») ЗАО ОУК «Юж-кузбассуголь», г. Новокузнецк. Исходные данные и полученные результаты сведены в таблицы 1 и 2.

Таблица 1 - Исходные данные и результаты их обработки по критерию χ^2

Выемочный участок	Число наблюдений	Среднее значение нагрузки на КМЗ, т/сут	Среднеквадратическое отклонение	χ^2	Вероятность соответствия гипотезе о нормальном распределении
1-1-1-15	189	2689	2459	21,37	0,001
16-13	227	3113	1385	45,3	0,01

Таблица 2 - Исходные данные и результаты их обработки по альтернативным критериям

Выемочный участок	Критерий Колмогорова Λ	$P(\Lambda)$	Критерий Шапиро-Уилка W^2
1-1-1-15	0,39	0,001	-----
16-13	0,98	0,27	0,95

Расчеты критерия Колмогорова и тест Шапиро-Уилка выполнены в среде *R-base 2.1* [1] (лицензия GPL) под операционной системой *Mandriva 2006*.

На рисунке 1 приведены графики плотности распределения добычи по выемочному участку 16-13 (сплошная линия - фактические данные, пунктирная - нормальное распределение при заданном среднем и среднеквадратичном отклонении).

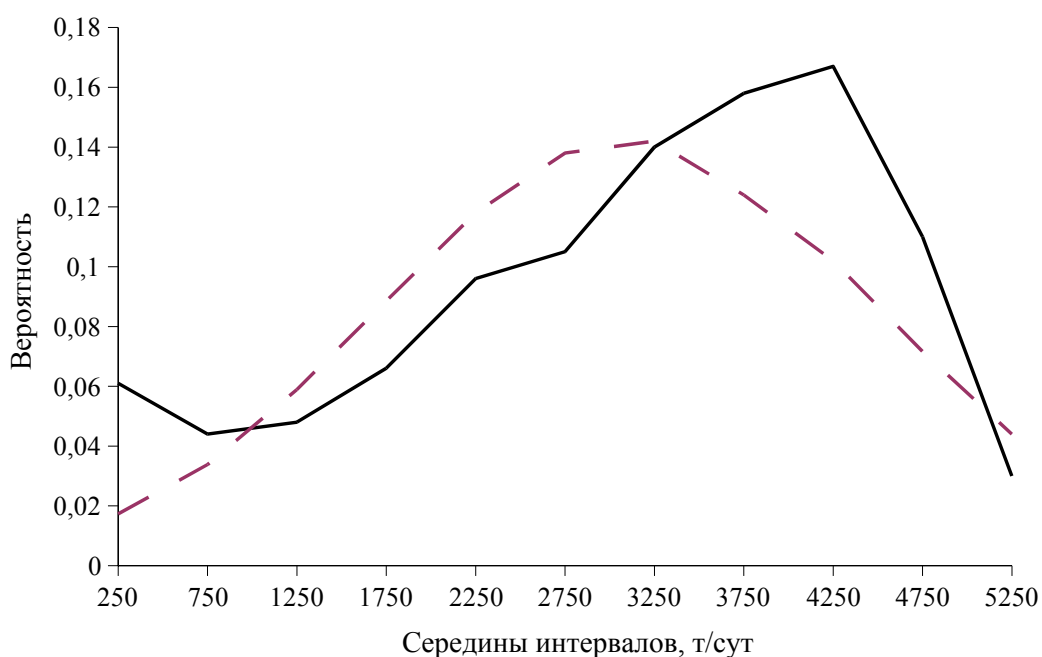


Рисунок 1- Графики распределение случайной величины “объем суточной добычи” по выемочному участку 16-13

На рисунке 2 приведены графики плотности распределения добычи по выемочному участку 1-1-1-15 (сплошная линия - фактические данные, пунктирная - нормальное распределение, штрих-пунктирные – логарифмическое нормальное распределение при заданном среднем и среднеквадратичном отклонении).

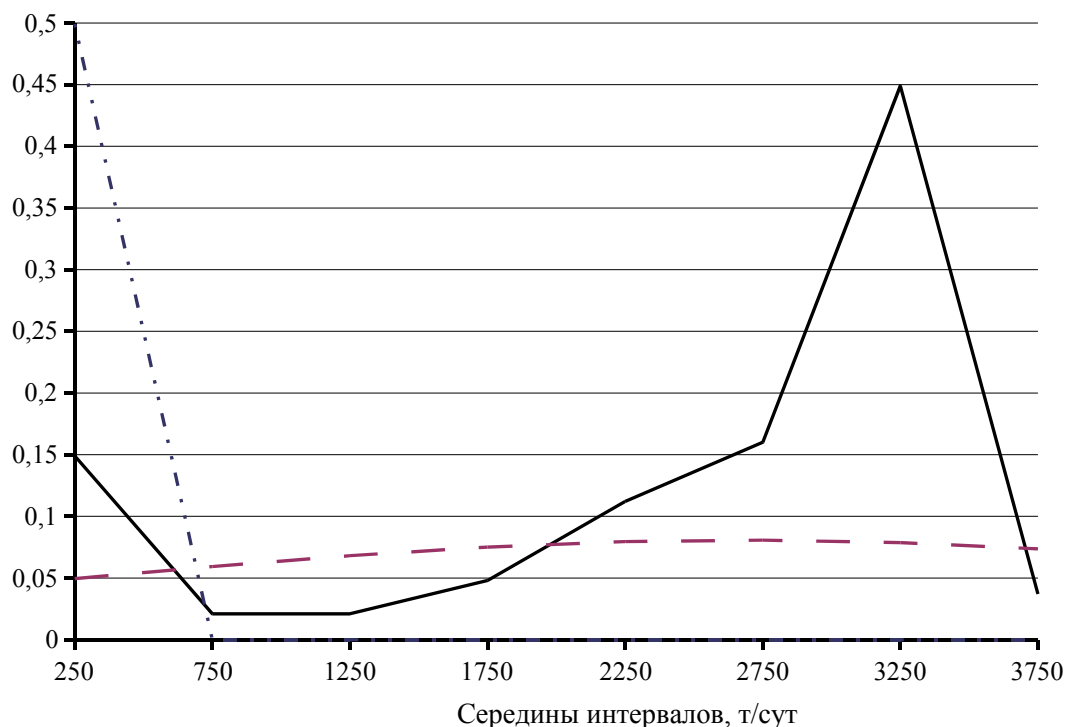


Рисунок 2 - Графики распределение случайной величины “объем суточной добычи” по выемочному участку 1-1-1-15

На основании выполненных расчетов могут быть сделаны следующие выводы.

1. Однозначно говорить о приоритете нормального закона распределения случайной величины “суточная добыча угля в ДКМЗ” не представляется возможным, так как для различных горно-геологических и горнотехнических условий и критериев проверки гипотез результаты оценки могут существенно различаться.

2. Считается, что критерий W^2 для ряда обычно встречающихся альтернатив обладает лучшими мощностными свойствами по сравнению с критериями Пирсона и Колмогорова. Соответствие закона распределения суточной добычи выемочного участка 16-13 нормальному именно по критерию Шапиро-Уилка позволяет сделать вывод о присутствии нормального закона распределения случайной величины в множестве закономерностей, характеризующих стохастические параметры ДКМЗ.

3. Для более точной оценки необходимо продолжение работы по данной тематике как в направлении увеличения объема выборки, так и использования более эффективных средств и критериев проверки гипотез соответствия распределения случайных величин нормальному закону распределения.

Литература

1. W.N. Venables, D.M. Smith. An introduction to R. - R Development Core Team, 2004. - 90 с.

УДК 622.261

АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ОПАСНЫХ ЗОНАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

Васильев П.В. Петров А.А.

***НО «Фонд содействия координационному совету
по развитию угольной промышленности, охране труда,
промышленной и экологической безопасности в Кемеровской области»
ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»
г. Новокузнецк***

Под устойчивостью подготовительной выработки следует понимать способность вмещающих горных пород обеспечивать безопасное функционирование выработки с проектными эксплуатационными характеристиками в течение заданного срока службы [1]. Как правило, в благоприятных горно-геологических условиях и при соблюдении технологии проведения и крепления подготовительных выработок их устойчивость обеспечивается. Это достигается выбором на стадии разработки паспортов проведения и крепления выработки формы и размеров поперечного сечения, типов и конструкций крепи по нормативным документам и методикам [2-6].

Однако область применения указанных нормативных и методических документов ограничена благоприятными горно-геологическими и горнотехническими условиями. Например, в «Инструкции по расчёту и применению анкерной крепи на угольных шахтах России» [5] указано, что её использование не распространяется на применение анкерной крепи в особо сложных условиях, к которым отнесены «массивы с высокими геодинамическими и тектоническими напряжениями; зоны ПГД (повышенного горного давления) под и над целиками и краевыми частями на сближенных пластах; замки складок; дизъюнктивные нарушения с дроблёнными и обводнёнными породами; массивы с выветренными, пластичными и мерзлыми породами».

Указанные участки углепородного массива в «Правилах безопасности в угольных шахтах» [2] отнесены к опасным зонам, в пределах которых ведение горных работ возможно по мероприятиям, с применением специальных видов крепи в подготовительных выработках. Однако эти мероприятия не всегда соответствуют экономическим требованиям горного производства.

Действительно, выборочная отработка угольных пластов, благоприятных для применения высокопроизводительной техники, на шахтах способствует увеличению нагрузки на очистные комплексно-механизированные забои (КМЗ) на 12-15% в год. При улучшении технико-экономических показателей

за счёт увеличения нагрузки до 6000-10000 т/сутки на один КМЗ одновременно пропорционально темпам роста нагрузки на КМЗ увеличились масса и размеры горно-шахтного оборудования, объёмы подаваемого в очистной забой воздуха. В связи с этим возникла необходимость увеличения площади поперечного сечения подготовительных выработок. Например, на шахтах ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» для монтажа современного механизированного комплекса ширина монтажных камер достигает 8м.

Технология проведения выемочных выработок с площадью поперечного сечения до 24 м² освоена на шахтах США, Австралии и других развитых угледобывающих стран. Угольная отрасль России оказалась не готовой к переходу от технологии проведения выработок с площадью поперечного сечения 10-13 м² к эффективной технологии проведения выработок сечением более 20 м². Попытки применения существующей технологии проведения выработок шириной 3,5-4,0 м для проходки выработок шириной 6-8 м привели к снижению скорости проходки в 1,5-3,0 раза. Это связано с увеличением объёма выемки горной массы, применением технологии выемки угля в две стадии, ростом трудоёмкости процессов доставки крепи и объёмов крепления, снижением уровня безопасности горных работ.

В этих условиях переход очистными и подготовительными забоями опасных зон приводит к резкому снижению темпов подвигания забоев, а в некоторых случаях и к длительным остановкам забоев, изменению программы развития горных работ. Например, на шахтах «Абашевская», «Томская» не удалось обеспечить устойчивость пород в монтажных камерах в зоне влияния разрывного геологического нарушения. Перенос положения камеры в сторону от нарушения привёл к потере запасов угля и разрыву графиков отработки выемочных столбов.

Анализ результатов применения на шахтах Кузбасса технологии и технических средств крепления пород в подготовительных выработках с применением сталеполимерной анкерной крепи и рамной металлической крепи показал, что имеются существенные резервы для повышения устойчивости пород в подготовительных выработках в опасных зонах, в том числе:

- увеличение плотности крепи;
- увеличение длины анкеров;
- закрепление анкерных болтов в шпуре двумя и более ампулами с клеевым составом;
- установка канатных анкеров длиной до шести метров;
- установка постоянной крепи непосредственно у подготовительного забоя;
- крепление пород в боках выработки полимерными анкерами;
- упрочнение пород;
- армирование узких угольных целиков между параллельными выработками.

Для разработки технологии и технических средств реализации указанных способов повышения устойчивости пород в окрестности подготовитель-

ных выработок необходимо провести комплексные исследования геомеханических процессов в опасных зонах углепородного массива.

С этой целью проведена классификация всех известных типов опасных по геомеханическим факторам зон (таблица 1).

Таблица 1 – Классификация опасных зон угольных шахт

Первый признак – причины возникновения опасных зон	Второй признак – вид опасной зоны	Третий признак – пространственное положение опасной зоны
Природные	Дизъюнктивное нарушение	Сместитель расположен нормально к поверхности пласта Сместитель расположен параллельно поверхности пласта Сместитель расположен диагонально к поверхности пласта
	Твёрдые включения в пласте	У почвы пласта В пласте У кровли пласта
	Обводненные галечники, суглинки и склонные к размоканию аргиллиты	В кровле пласта В пласте В почве пласта
Техногенные	Зоны повышенного горного давления	В краевой части пласта В угольном целике
	Вывалы и обрушения	В очистном забое В подготовительном забое На сопряжении выработок

Формы потери устойчивости пород в выработках в пределах отдельных зон существенно отличаются. Соответственно и методика исследований геомеханических процессов в каждой зоне должна быть оригинальной.

Сложность проведения натурных исследований смещений и деформаций пород в опасных зонах состоит в том, что по результатам горно-геологического прогноза не всегда удаётся установить границы опасных зон.

Например, современные геофизические и инструментальные методы не позволяют на стадии разработки паспортов выемочных участков установить положение и параметры непрогнозируемых геологических нарушений разрывного типа. Только в процессе проведения выработок и по результатам инструментальных наблюдений можно провести прогноз опасных зон.

На рисунках 1-2 приведены результаты измерения смещений глубинных и контурных реперов на девяти наблюдательных станциях в вентиляционном штреке 1-1-5-5 филиала «Шахта «Осинниковская» ОАО «ОУК «Юж-кузбассуголь»».

Как следует из рисунка 1, по длине штрека смещения пород кровли распределяются весьма неравномерно, выделяются участки с максимальными, минимальными и средними величинами смещений. Следовательно, можно утверждать, что в штреке имеются аномальные зоны.

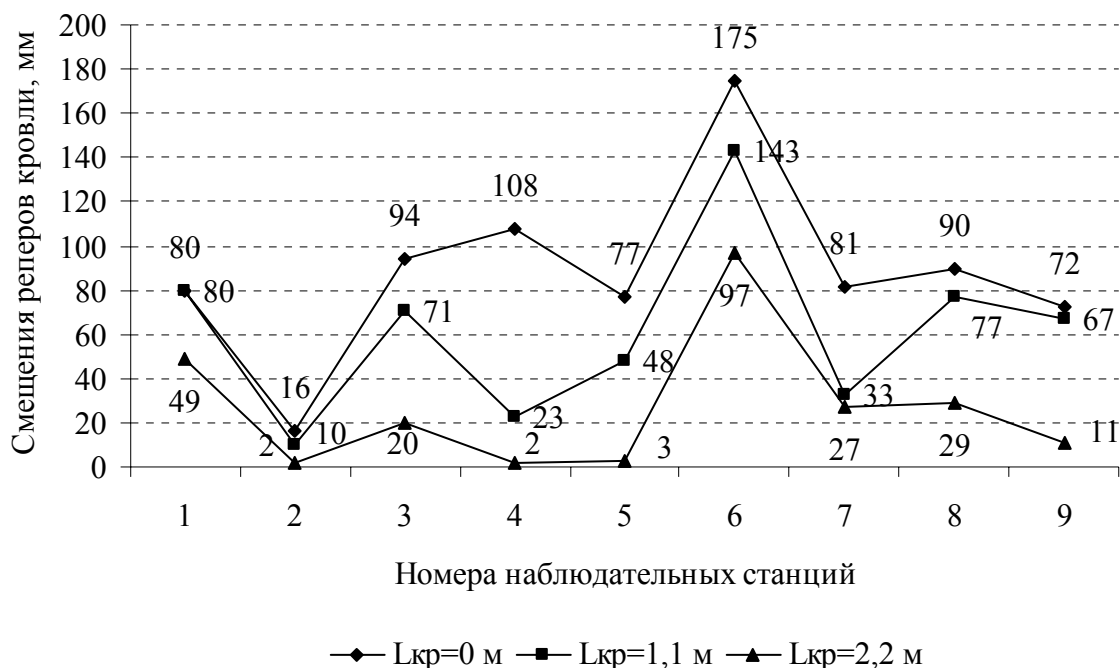


Рисунок 1 – Графики смещений контурного и глубинных реперов в кровле по длине вентиляционного штрека 1-1-5-5 филиала «Шахта «Осинниковская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»

Приведённые на рисунке 2 графики смещений реперов от расстояния от кровли выработки в вентиляционном штреке подтверждают наличие неравномерного распределения свойств пород не только по длине штрека, но и в кровле выработки.

Графики подтверждает теорию блочного строения углепородного массива [7]. Как правило, в этих случаях принимают среднее значение смещений горных пород или максимальное. В первом случае не гарантируется устойчивость пород, а во втором увеличиваются затраты на поддержание выработок. Неравномерность смещений пород кровли в подготовительных выработках выявлена при их обследовании. На отдельных участках верхняки крепи не прижаты к породам кровли, а на соседних участках, наоборот, верхняки деформированы, хотя по геологическому прогнозу никаких аномалий не обнаружено.

Разработка и реализация на практике методики выявления и установления границ аномальных и опасных зон позволит применить на разных участках выработки соответствующие горно-геологическим условиям этих участков типы и конструкции крепи, снизить затраты и предотвратить аварии.

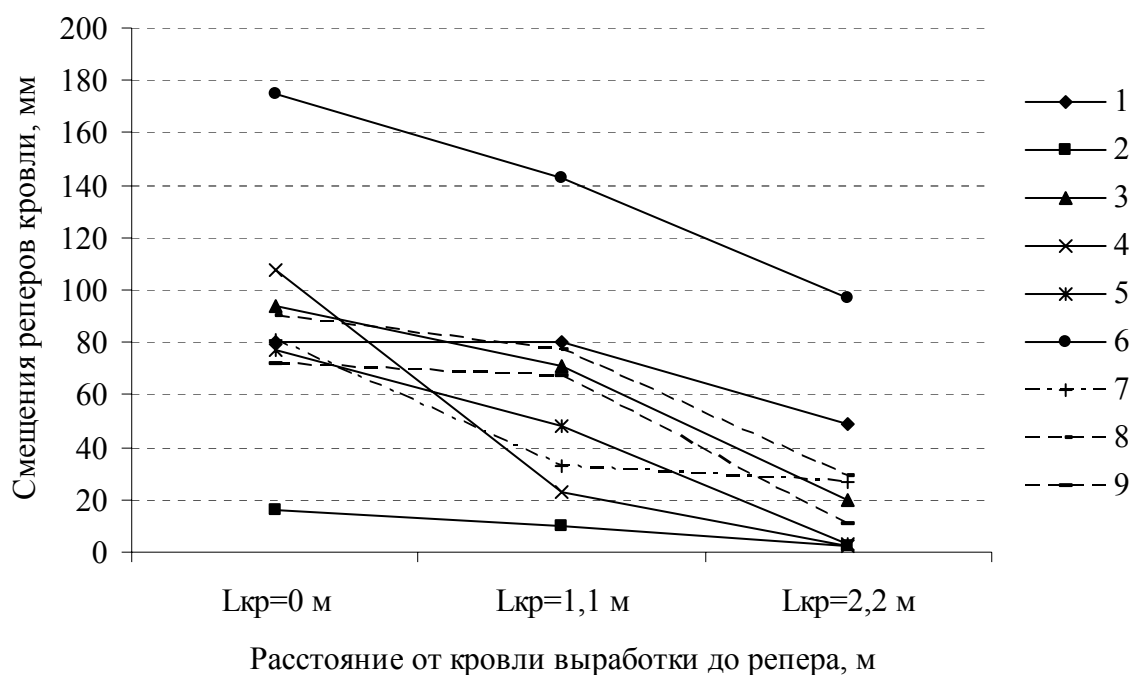


Рисунок 2 – Зависимости смещений реперов от расстояния от кровли выработки в вентиляционном штреке 1-1-5-5 филиала «Шахта «Осинниковская» ОАО «ОУК «Южкузбассуголь»

Литература

1. Горная энциклопедия /Гл. ред. Е.А. Козловский. Ред. кол.: М.И. Агошков, Л.К. Антоненко, К.К. Арбиев и др. – М.: Сов. энциклопедия. Т. 1-5, 1984-1991.
2. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11 / Колл. авт. – М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003. – 296 с.
3. Технологические схемы проведения подготовительных выработок проходческими комбайнами на угольных шахтах Кузбасса. – Прокопьевск: КузНИУИ, 1989. – 125с.
4. Инструкция по выбору рамных податливых крепей горных выработок. Изд 2-е, перераб. и доп. – СПб: ВНИМИ, 1991. – 125 с.
5. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. – СПб, ВНИМИ, 2000. – 70 с.
6. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР. – Изд. 4-е, доп. – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222с.
7. Хаин В.Е. Геотектоника с основами геодинамики / В.Е. Хаин, М.Г. Ломизе - М.: КДУ, 2005. – 560 с.

ОЦЕНКА ТЕОРИЙ ПРОЧНОСТИ НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОДНЫХ ОБРАЗЦОВ С ТВЕРДЫМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ

Разумова Л.В., Фрянов В.Н.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Существующие методики определения физико-механических свойств горных пород включают отбор проб, изготовление породного образца и испытание его в лабораторных условиях. Как правило, испытываются однородные сплошные образцы без видимых трещин. Однако, горные породы реального массива включают различные неоднородности: трещины, твердые и мягкие слои, ослабленные контакты между слоями, вкрапления твердых и мягких пород, т.е. полученные в лабораторных условиях прочностные и деформационные характеристики пород, существенно отличаются от реальных, что подтверждается производственным опытом. Как правило, при составлении паспортов крепления и управления кровлей вводятся поправочные коэффициенты, величины которых принимаются экспертно.

В этой связи актуальными являются исследования прочностных и деформационных свойств неоднородных пород с твердыми или мягкими включениями для разработки методики лабораторных и натурных испытаний и численного моделирования процессов деформирования и разрушения неоднородных образцов горных пород с целью прогноза предела прочности пород, соответствующего реальным породам.

Для решения этой задачи проведены комплексные исследования сплошных и неоднородных с твердыми включениями породных образцов. Сравнительные испытания проводились в лабораторных условиях. При этом получались величины деформаций на поверхности цилиндрического образца, проводилось фотографирование трещины на поверхности образца. Для исследования процессов разрушения пород внутри образца использовался численный метод конечных элементов.

Для лабораторных испытаний изготавливались искусственные образцы из сухой строительной смеси «Геркулес» и воды в пропорции 1,5:1. Полученная смесь тщательно перемешивалась до однородной массы и заливалась в цилиндрические формы. Диаметр цилиндра составлял 60 мм, высота 100 мм. Испытания проводились через две недели после заливки смеси в формы.

Искусственные образцы с неоднородными включениями изготавливались следующим образом. До заливки смеси в форме закреплялся элемент неоднородности, в виде стальных шариков и кубиков, искусственных материалов с разными механическими свойствами, в том числе поролон для моделирования пустот. Для моделирования трещин в форму укладывались различные пленки.

Для проведения испытания образцов на одноосное сжатие использовался пресс ИК-500.01. Пресс испытательный универсальный ИК – 500.01 соот-

ветствует утвержденному типу «Машины для испытания материалов на усталость ИК». Пресс предназначен для статических и малоцикловых испытаний образцов при нормальной температуре (от +15 °С до +35 °С) в соответствии с требованиями ГОСТ 10006, ГОСТ 8695, ГОСТ 1497, ГОСТ 11701, ГОСТ 25.502 и ГОСТ 25.503.

Численное моделирование проводилось методом конечных элементов (МКЭ). Пакет компьютерных программ разработан по алгоритму, приведенному в монографии [1]. Разработанный пакет реализован на языке FORTRAN на базе персонального компьютера Pentium IV, фактическое время расчета одного цикла нагружения образца 7 минут. Программный комплекс позволяет определить полный тензор напряжений и деформаций образца, в т.ч. с учетом влияния неоднородного включения.

По известному напряженно-деформированному состоянию (НДС) образца можно установить характер его разрушения при поэтапном изменении нагрузки на образец. В процессе лабораторных испытаний, как отмечалось выше, фиксируется предельная нагрузка на образец, при которой происходит образование трещин на поверхности образца.

Согласно теориям прочности процесс зарождения трещины на образце и переход материала образца из допредельного в запредельное состояние можно оценить с помощью паспорта прочности. Как известно [2] в настоящее время, наиболее адекватно процесс разрушения пород можно описать с помощью теорий: максимальных касательных напряжений, максимальных сжимающих напряжений, энергетической теории, максимальных растягивающих напряжений, деформационной теории.

Теория максимальных растягивающих напряжений. Условие разрушения горных пород по теории максимальных растягивающих напряжений имеет вид:

$$\Delta_z = \sigma_p / \sigma_z; \Delta_x = \sigma_p / \sigma_x; \Delta_y = \sigma_p / \sigma_y; \Delta_1 = \sigma_p / \sigma_1; \Delta_2 = \sigma_p / \sigma_2; \Delta_3 = \sigma_p / \sigma_3, \quad (1)$$

где $\Delta_z, \Delta_x, \Delta_y, \Delta_1, \Delta_2, \Delta_3$ – коэффициент повреждаемости горной породы в образце; σ_p – предел прочности породы при одноосном растяжении, МПа; $\sigma_z, \sigma_x, \sigma_y$ – нормальные напряжения в образце, соответственно по осям X,Y,Z, МПа; $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ – главные нормальные напряжения в образце, МПа.

Алгоритм реализован в пакете компьютерных программ в виде программного модуля MAXNORR. В этом модуле вычисляются значения Δ , указанные в (1), и выбирается минимальное значение коэффициента повреждаемости горных пород по формуле

$$\Delta_i = \min(\Delta_z, \Delta_x, \Delta_y, \Delta_1, \Delta_2, \Delta_3). \quad (2)$$

При $\Delta_i > 1$ образец находится в допредельном состоянии и трещины в образце не формируются. При $\Delta_i \leq 1$ породы переходят в запредельное состояние, что подтверждается образованием трещин на поверхности образца.

Теория максимальных сжимающих напряжений. Условие разрушения горных пород по теории максимальных сжимающих напряжений имеет вид:

$$\Delta_z = \sigma_{сж} / \sigma_z; \Delta_x = \sigma_{сж} / \sigma_x; \Delta_y = \sigma_{сж} / \sigma_y; \Delta_1 = \sigma_{сж} / \sigma_1; \Delta_2 = \sigma_{сж} / \sigma_2; \Delta_3 = \sigma_{сж} / \sigma_3, \quad (3)$$

где $\Delta_z, \Delta_x, \Delta_y, \Delta_1, \Delta_2, \Delta_3$ – коэффициент повреждаемости горной породы в образце; $\sigma_{сж}$ – предел прочности породы при сжатии, МПа.

Алгоритм реализован в пакете компьютерных программ в виде программного модуля MAXNORS. В этом модуле вычисляются значения Δ , указанные в (3), и выбирается минимальное значение коэффициента состояния горных пород по формуле

$$\Delta_i = \min(\Delta_z, \Delta_x, \Delta_y, \Delta_1, \Delta_2, \Delta_3). \quad (4)$$

При $\Delta_i > 1$ образец находится в допредельном состоянии и трещины в образце не формируются. При $\Delta_i \leq 1$ породы переходят в запредельное состояние, что подтверждается образованием трещин на поверхности образца.

Теория Кулона-Мора (максимальных касательных напряжений), линейная огибающая кругов Мора. Уравнение линейной огибающей принято в виде

$$\tau_n = a \cdot \sigma + C, \quad (5)$$

где τ_n – касательное напряжение; a – коэффициент уравнения огибающей; σ – нормальное напряжение; C – сцепление.

Коэффициент a вычисляется по формуле

$$a = (\sigma_{сж} / 2 - C) / (\sigma_{сж} / 2). \quad (6)$$

Коэффициент повреждаемости вычисляется по формуле

$$\Delta_i = \tau_n / ((\sigma_1 - \sigma_3) / 2). \quad (7)$$

При $\Delta_i > 1$ образец находится в допредельном состоянии и трещины в образце не формируются. При $\Delta_i \leq 1$ породы переходят в запредельное состояние, что подтверждается образованием трещин на поверхности образца. Разработанный алгоритм реализован в программном модуле PASPLINE.

Теория Кулона-Мора (максимальных касательных напряжений), при степенной зависимости предельной огибающей кругов Мора. На основе анализа предложенных разными авторами форм огибающей кругов Мора установлено, что наиболее близко к фактическому предел разрушения пород при объемном НДС можно определить по уравнению огибающей в виде

$$\tau_n = a \cdot (\sigma + \sigma_p)^n, \quad (8)$$

где τ_n – касательное напряжение; a – коэффициент уравнения огибающей; σ – нормальное напряжение.

В качестве исходных данных, необходимых для построения предельной огибающей кругов Мора, приняты: σ_p – предел прочности пород при растяжении, МПа; $\sigma_{сж}$ – предел прочности при сжатии, МПа; C – сцепление пород, МПа. После решения системы уравнений получены следующие значения коэффициентов:

$$n = ((\ln C - \ln (0,5 \cdot \sigma_{сж})) / \ln \sigma_p - \ln (0,5 \cdot \sigma_{сж} + \sigma_p)); \quad (9)$$

$$a = C / \sigma_p^n. \quad (10)$$

Коэффициент повреждаемости вычисляется по формуле

$$\Delta_i = \tau_n / ((\sigma_1 - \sigma_3) / 2). \quad (11)$$

При $\Delta_i > 1$ образец находится в допредельном состоянии и трещины в образце не формируются. При $\Delta_i \leq 1$ породы переходят в запредельное состояние, что подтверждается образованием трещин на поверхности образца. Разработанный алгоритм реализован в программном модуле PASPln.

Теория Кулона-Мора (максимальных касательных напряжений), при криволинейной огибающей кругов Мора. Согласно исследованиям установлено, что уравнения огибающей может быть принято в виде

$$\tau_{\Pi} = a + b\sigma + d\sigma^2, \quad (12)$$

где τ_{Π} - касательное напряжение; a, b, d – коэффициенты уравнения огибающей; σ - нормальное напряжение.

В качестве исходных данных, необходимых для построения предельной огибающей кругов Мора, приняты: σ_p - предел прочности пород при растяжении, МПа; $\sigma_{сж}$ - предел прочности при сжатии, МПа; C – сцепление пород, МПа. После решения системы уравнений получены следующие значения коэффициентов:

$$a = \sigma_{сж}; \quad (13)$$

$$C = (\sigma_p - \sigma_{сж} (1 + 2\sigma_p)) / (\sigma_p^2 + 0,5 * \sigma_{сж} \sigma_p); \quad (14)$$

$$b = (\sigma_{сж} + C\sigma_p^2) / \sigma_p. \quad (15)$$

Коэффициент повреждаемости вычисляется по формуле

$$\Delta_i = \tau_{\Pi} / ((\sigma_1 - \sigma_3) / 2). \quad (16)$$

При $\Delta_i > 1$ образец находится в допредельном состоянии и трещины в образце не формируются. При $\Delta_i \leq 1$ породы переходят в запредельное состояние, что подтверждается образованием трещин на поверхности образца. Разработанный алгоритм реализован в программном модуле PASPEXP.

Энергетическая теория прочности. При испытании образцов под влиянием нагрузки происходит его деформация и совершается работа (энергия). Полную работу можно представить в виде зависимости

$$V_0 = 0,5 (\sigma_x \varepsilon_x + \sigma_y \varepsilon_y + \sigma_z \varepsilon_z + \tau_{xy} \gamma_{xy} + \tau_{yz} \gamma_{yz} + \tau_{xz} \gamma_{xz}), \quad (17)$$

где V_0 – суммарная работа, приходящаяся на единицу объема, или энергия деформации в единице объема; $\sigma_x, \sigma_y, \sigma_z$ - нормальные напряжения соответственно по осям XYZ в декартовой системе координат; $\varepsilon_x, \varepsilon_y, \varepsilon_z$ – относительные деформации по осям XYZ в декартовой системе координат; $\tau_{xy}, \tau_{yz}, \tau_{xz}$ - касательные напряжения; $\gamma_{xy}, \gamma_{yz}, \gamma_{xz}$ - относительные деформации сдвига.

Согласно [3] предлагается полную энергию деформации разделить на две части, одна из которых связана с изменением объема, а другая со сдвигом, при этом установлено, что прочность материала определяется лишь энергией сдвига (формоизменения). Согласно [3] энергия формоизменения

$$V_{\phi} = (1 + \nu) / 6E ((\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_y - \sigma_z)^2 + (\sigma_z - \sigma_x)^2) + 1/2 G (\tau_{xy}^2 + \tau_{xz}^2 + \tau_{yz}^2), \quad (18)$$

где V_{ϕ} - энергия формоизменения; ν - коэффициент Пуассона; E - модуль упругости материала образца; G – модуль сдвига материала образца.

При испытании образцов на одноосное сжатие энергия формоизменения определяется по зависимости

$$V_{фсж} = (1 + \nu)\sigma_{сж}^2 / 3E, \quad (19)$$

где $V_{фсж}$ - энергия формоизменения при разрушении образца на сжатие. Коэффициент повреждаемости вычисляется по формуле

$$\Delta_i = V_{\phi} / V_{фсж}. \quad (20)$$

При $\Delta_i > 1$ образец находится в допредельном состоянии и трещины в образце не формируются. При $\Delta_i \leq 1$ породы переходят в запредельное состояние, что подтверждается образованием трещин на поверхности образца. Разработанный алгоритм реализован в программном модуле ENERGIJ.

Результаты расчетов приведены на рисунке 1, где показано изменение отношения остаточной прочности пород к предельной по площади среднего поперечного сечения образца.

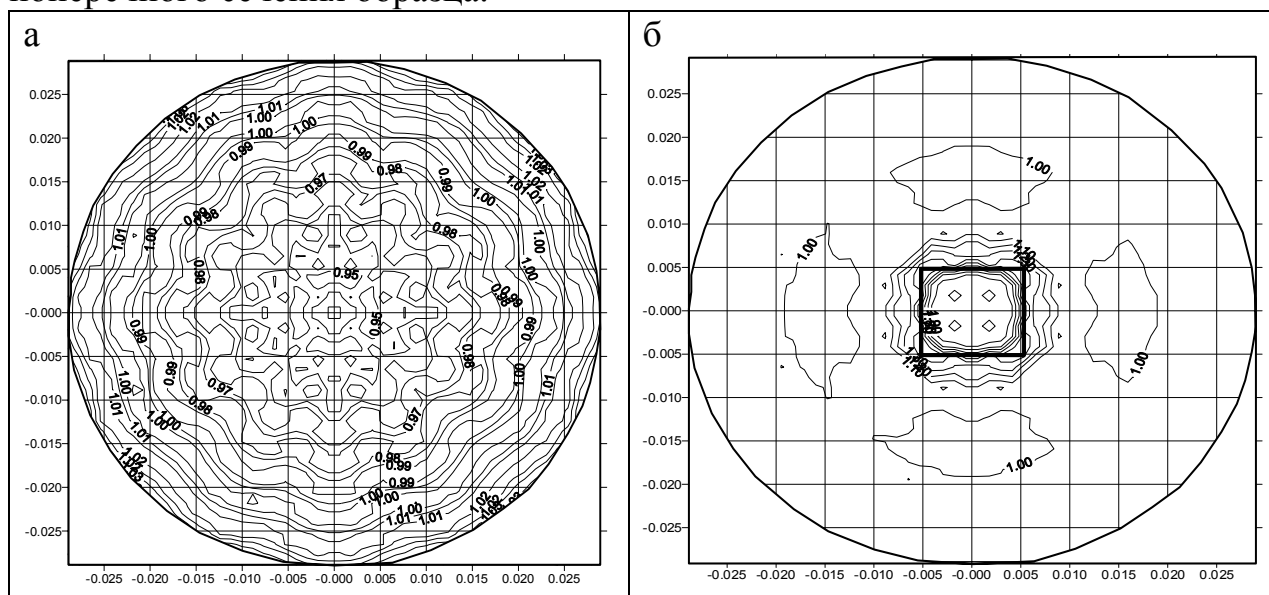


Рисунок 1 – Распределение остаточной прочности сплошного (а) и с твердыми включениями (б) образца при моделировании МКЭ по алгоритму Кулона-Мора при степенной зависимости предельной огибающей кругов Мора

Согласно рисунка, разработанная методика позволяет определять механическое состояние горных пород в любой точке образца, в том числе с учетом его неоднородности.

На основе анализа результатов расчетов остаточной прочности по шести вышеприведенным паспортам установлено, что наиболее адекватные результаты получаются при использовании теории максимальных сжимающих напряжений, энергетической теории прочности, теории Кулона-Мора (максимальных касательных напряжений), в том числе при линейной огибающей кругов Мора и степенной зависимости предельной огибающей кругов Мора.

Получить удовлетворительные результаты при использовании теории максимальных растягивающих напряжений не представилось возможным, т.к. разрушение пород в образце происходило до начала разрушения образца при проведении лабораторного эксперимента.

Литература

1. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов/ Л. Сегерлинд.- М.: Мир, 1979. – 392 с.
2. Ильницкая Е.И. Свойства горных пород и методы их определения/ Е.И.Ильницкая, Р.И.Тедер, Е.С.Ватолин и др. – М.: Недра, 1969.
3. Тимошенко С.П. Теория упругости: Пер с англ./ С.П. Тимошенко, Дж. Гудьер. Под ред. Г.С.Шапиро. – 2-е изд. – М.: Наука. Главная редакция физико-математической литературы, 1979. – 560с.

УДК 658.012.226:622.33.012

МЕТОДИКА ФОРМИРОВАНИЯ РЕЙТИНГА УГОЛЬНЫХ КОМПАНИЙ

Казанцева Г.Г.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет
г. Новокузнецк*

Важное место в системе комплексного экономического анализа занимает оценка экономической деятельности предприятий на основе рейтинга, как интегрального экономического показателя. При этом, большое влияние на итоговый результат ранжирования оказывает методика, на основе которой данный рейтинг формируется.

Известны следующие методы формирования рейтингов при проведении оценок в абсолютной форме: суммарный метод, метод средневзвешенной оценки, среднеарифметический метод, методы суммарно-дифференцированной и среднеарифметически-дифференцированной оценки. Методика, описанная в данной статье, основывается на методе средневзвешенной оценки. Данная методика позволяет определить групповой интегральный рейтинг каждой компании за один год, а затем – общий интегральный рейтинг угольных компаний с учетом всех групповых рейтингов.

Опишем методику подробнее на примере рейтингования угольных компаний Кузбасса. В данное время на территории Кузнецкого угольного бассейна сформировались семь крупных и наиболее стабильных в своей структуре угольных компаний или их структурных единиц: УК «Кузбассразрезуголь», ОАО «СУЭК», УК «Южный Кузбасс», ОАО «ОУК «Южкузбассуголь», «Сибуглемет», «Распадская» УК, ХК «СДС-Уголь». Шести показателям деятельности этих угольных компаний, выбранных для формирования рейтинга, присвоены коэффициенты значимости от 1/21 до 6/21. Долевые значения коэффициента были получены следующим образом: числителям показателей соответствуют присвоенные им значения (от одного до шести), полученные путем ранжирования шести показателей в порядке убывания их значимости в деятельности компаний; знаменатель коэффициента значимости равный 21, получился путем сложения величин значимости от одного до

шести (1+2+3+4+5+6=21). Сумма величин коэффициентов значимости по всем показателям будет равна единице.

По всем значениям годовых показателей работы компаний, выбранных для рейтинга за период 2003-2006 годов присвоены баллы, величина которых выражается от семи до одного (величина семь соответствуют количеству компаний). Величина присвоенной балльной оценки определяется величиной показателя: от большей величины к меньшей, кроме показателей «Зольность углей» и «Себестоимость 1 тонны» – в них в обратном порядке. Данный этап рейтингования угольных компаний осуществлен с использованием матриц следующего вида

$$B_t = \begin{bmatrix} b_{11} & b_{12} & \dots & b_{1j} & \dots & b_{1n} \\ b_{21} & b_{22} & \dots & b_{2j} & \dots & b_{2n} \\ \dots & \dots & \dots & b_{ij} & \dots & \dots \\ b_{m1} & b_{m2} & \dots & b_{mj} & \dots & b_{mn} \end{bmatrix}, \quad (1)$$

где B_t - матрица со значениями b_{ij} , полученными на основе данных t -го года ($t \in [1-4]$); b_{ij} – баллы, присвоенные значениям показателей, балл; i – индекс количества угольных компаний, участвующих в рейтинге ($i \in [1-n]$, где $n=7$); j – индекс количества показателей, используемых в рейтинге ($j \in [1-m]$, $m=6$).

Аналогичным образом составляются матрицы по данным 2003-2006 гг.

На втором этапе полученные баллы показателей компаний в выше описанных матрицах умножаются на соответствующие коэффициенты значимости, представленные в виде матрицы-строки $[k_j]$

$$kB_t = [k_j] \cdot B_t, \quad (2)$$

где kB_t – матрица-строка, основанная на данных t -го года ($t \in [1-4]$); k_j – коэффициент значимости ($j \in [1/21-6/21]$), в долях.

Итоговым значением становится сумма баллов произведений по семи показателям и их коэффициентов значимости для производственно-хозяйственной деятельности угольных компаний за четыре года ($R_{интегр.}$).

Сумма баллов так же представляется в виде матриц-строк

$$R_{интегр.} = \sum_{t=1}^4 kB_t, \quad (3)$$

где $R_{интегр.}$ – интегральный рейтинг угольных компаний.

По итоговым баллам выставляются места в рейтинге угольных компаний Кузбасса. Чем больше количество баллов набрала компания, тем выше ее место в общем рейтинге.

Приведем пример определения рейтинга компаний, с использованием выше описанной методики. Для этого исходные данные для определения рейтинга угольных компаний за 2006 год приведены в таблице 1.

Таблица 1 – Данные для определения рейтинга угольных компаний Кузбасса за 2006 год

Угольные компании		УК «Кузбассразрез-уголь»	ОАО «СУЭК»	УК «Южный Кузбасс»	ОАО «УК «Южкузбассуголь»	Холдинг «Сибуглемет»	«Распадская» УК	ХК «СДС-Уголь»
Показатели за 2006 год (со значениями коэффициентов значимости)								
Годовой объем добычи угля (K1=6/21)	млн.тонн	41	28	17	16	12	11	10
	балл (b)	7	6	5	4	3	2	1
	K1×b	9,00	7,71	6,43	5,14	3,86	2,57	1,29
Себестоимость добычи тонны угля (K2=5/21)	руб/тонн	481,6	326,4	469,3	660,0	463,5	513,5	592,8
	балл (b)	4	7	5	1	6	3	2
	K2×b	4,95	8,67	6,19	1,24	7,43	3,71	2,48
Среднемесячная производительность труда (K3=4/21)	тонн/чел	226	222	210	141	255	212	112
	балл (b)	6	5	3	2	7	4	1
	K3×b	7,14	5,95	3,57	2,38	8,33	4,76	1,19
Среднемесячная зарплата ППП (K4=3/21)	руб/тонн	15295	14586	17265	17868	24795	22322	16238
	балл (b)	2	1	4	5	7	6	3
	K4×b	2,29	1,14	4,57	5,71	8,00	6,86	3,43
Зольность углей (K5=2/21)	%	14,1	18,7	19,5	22,0	20,3	23,7	12,8
	балл (b)	6	5	4	2	3	1	7
	K5×b	6,57	5,48	4,38	2,19	3,29	1,10	7,67
Отпускная цена тонны угля (K6=1/21)	руб.	565	555	935	1079	625	772	652
	балл (b)	2	1	6	7	3	5	4
	K6×b	2,10	1,05	6,29	7,33	3,14	5,24	4,19
Сумма баллов с учетом коэффициента		32,0	30,0	31,4	24,0	34,0	24,2	20,2

Расчет по формуле (1), с использованием данных по угольным компаниям Кузбасса будет осуществляться следующим образом:

$$B_1 = \begin{bmatrix} 7 & 6 & 5 & 4 & 3 & 2 & 1 \\ 4 & 7 & 5 & 1 & 6 & 3 & 2 \\ 6 & 5 & 3 & 2 & 7 & 4 & 1 \\ 2 & 1 & 4 & 5 & 7 & 6 & 3 \\ 6 & 5 & 4 & 2 & 3 & 1 & 7 \\ 2 & 1 & 6 & 7 & 3 & 5 & 4 \end{bmatrix}.$$

По формуле (2) получаем матрицу строку следующего содержания:

$$B_1 = [6/21 \ 5/21 \ 4/21 \ 3/21 \ 2/21 \ 1/21] \cdot \begin{bmatrix} 7 & 6 & 5 & 4 & 3 & 2 & 1 \\ 4 & 7 & 5 & 1 & 6 & 3 & 2 \\ 6 & 5 & 3 & 2 & 7 & 4 & 1 \\ 2 & 1 & 4 & 5 & 7 & 6 & 3 \\ 6 & 5 & 4 & 2 & 3 & 1 & 7 \\ 2 & 1 & 6 & 7 & 3 & 5 & 4 \end{bmatrix} =$$

$$= [32,0 \ 30,0 \ 31,4 \ 24,0 \ 34,0 \ 24,2 \ 20,2]$$

Выполнив последний расчет по формуле (3), получим матрицу строку следующего содержания:

$$R_{\text{интегр}} = (32,0 \ 30,0 \ 31,4 \ 24,0 \ 34,0 \ 24,2 \ 20,2) +$$

$$(32,2 \ 32,4 \ 27,2 \ 24,6 \ 39,1 \ 18,8 \ 20,3) +$$

$$(33,2 \ 30,6 \ 27,9 \ 26,2 \ 37,2 \ 31,0 \ 16,5) +$$

$$(28,8 \ 13,6 \ 14,0 \ 14,5 \ 23,0 \ 23,4 \ 16,1) =$$

$$(126,3 \ 106,6 \ 100,6 \ 89,3 \ 133,3 \ 97,5 \ 73,1).$$

Графически интегральный рейтинг угольных компаний представлен на рисунке 1.

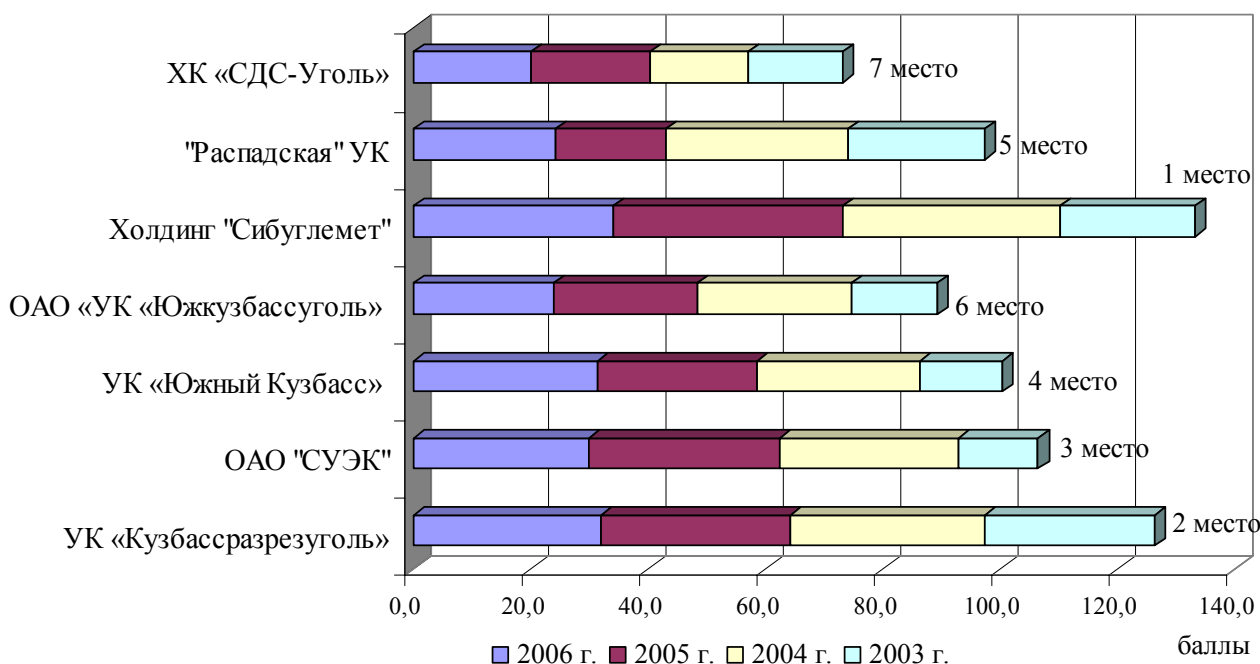


Рисунок 1 – Интегральный рейтинг угольных компаний за 2003-2006гг.

Таким образом, данная методика рейтингования помогает не только упорядочить результаты деятельности угольных компаний с помощью рейтингов (интегрального, годового), но и с использованием полученных результатов в дальнейшей работе выявить факторы, влияющие на успешность угольных компаний в своей деятельности или ослабляющие их конкурентоспособность.

ОБ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИИ ТОПЛИВОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ

Новичихин А.В.

ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»

г. Новокузнецк

Для определения основных показателей энергетической политики топливдобывающих регионов, выявления направлений усовершенствования производства и потребления топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) посредством использования инновационных наукоемких технологий государственное регулирование включает в себя стадию долгосрочного прогноза развития энергетики регионов. При этом актуальной является задача прогнозирования энергопотребления регионов, от устойчивого функционирования которых во многом зависит уровень национальной энергетической безопасности.

На рисунке 1 представлена схема прогноза энергопотребления региона. Источники энергии подразделяются на извлекаемые и получаемые в результате переработки первичных энергоресурсов. Подсистема «уровень и прогноз технологического потенциала» характеризуется следующими составляющими:

1. Геологические запасы. Уровень и прогноз технологического потенциала разведки, освоения месторождений полезных ископаемых, а также уточнение имеющихся данных во многом определяют стратегию развития отраслей промышленности и регионов, влияют на энергетическую безопасность РФ.

2. Балансовые запасы. ТЭР, благоприятные для отработки по существующим технологиям, истощаются. Соответственно ухудшаются технико-экономические показатели добывающих предприятий, что существенно образом влияет на показатели качества жизни населения этих регионов. В этой связи уровень и прогноз добычи по существующим технологиям, а также с учетом тех, которые могут быть освоены в обозримом будущем, входящем в горизонт прогнозирования, приобретает значимую роль в прогнозе энергопотребления.

3. Промышленные запасы. Часть балансовых запасов, которые могут быть извлечены при существующем уровне развития техники и технологий, с учетом общих и эксплуатационных потерь, а также запасов нецелесообразных для отработки. Прогноз развития техники и технологий оказывает влияние на динамику добычи ТЭР в регионе, а также обеспечивает корректное прогнозирование энергопотребления на заданном горизонте.

4. Технологии производства и переработки топлива. В данной подсистеме оценивается существующий уровень и прогноз на обозримое будущее технологий добычи и переработки ТЭР, а также состояние топливно-

энергетического комплекса и конъюнктуры востребованных видов топлива. От уровня развития технологий производства и переработки топлива непосредственно зависит степень экономической, энергетической и экологической безопасности РФ.

5. Вспомогательно-обеспечивающие технологии. Под технологиями вспомогательно-обеспечивающего назначения понимаются технологии, напрямую или косвенно влияющие на процессы энергопотребления, на местах потребления энергопродукции. К данным технологиям относятся: логистические технологии транспортировки энергоресурсов; энергосберегающие технологии; технологии использования энергоресурсов на собственные нужды; технологии производства энергооборудования, комплектующих и др. Состояние и перспективы развития технологий сопровождающих процесс энергопотребления необходимо учитывать для получения адекватного прогноза энергопотребления в настоящем и обозримом будущем.

6. Экологически безопасные технологии. В настоящее время необходим переход от традиционных технологий производства и переработки топлива к экологически безопасным в связи с обострением экологической ситуации в топливодобывающих регионах. Решение экологических проблем топливодобывающих регионов, при условиях поддержания допустимых экологических нагрузок и реабилитации нарушенных экосистем для достижения экологического равновесия, возможно посредством разработки экомеханизма, состоящего из комплекса мер по совершенствованию технологий добычи и переработки ТЭР, диверсификации производства, переработки и утилизации отходов, а также восстановительных и природоохранных. При этом необходимо учитывать помимо существующих и потенциально созданных экологически безопасных технологий, также и объемы производства промышленной продукции соответствующих отраслей. Таким образом, появляется возможность корректировать вектор экологического развития (качества среды) топливодобывающих регионов посредством предупреждения возможных негативных последствий на окружающую среду (в том числе чрезвычайных ситуаций в природной, промышленной и экологических сферах) комплексом природоохранных мероприятий.

Развитие концепции рыночного хозяйствования происходит с учетом множества проблем, которые являются специфическими для современного состояния российской экономики. Причины этого обусловлены как самой сутью состояния отечественной рыночной экономики, при которой на будущие результаты предпринимательской деятельности влияют многочисленные факторы рыночной конъюнктуры, так и достаточно высокой восприимчивостью экономических процессов воздействиям неэкономических факторов (политических, социальных, экологических и т.д.).

В этой связи необходимо учитывать стохастическую природу факторов хозяйствования – разного вида стратегические риски (рисунок 1). Таким образом, появляется возможность оценить диапазон возможных колебаний ин-

дикаторов энергопотребления региона относительно генерального тренда, при выборе сценариев развития на долгосрочную перспективу.

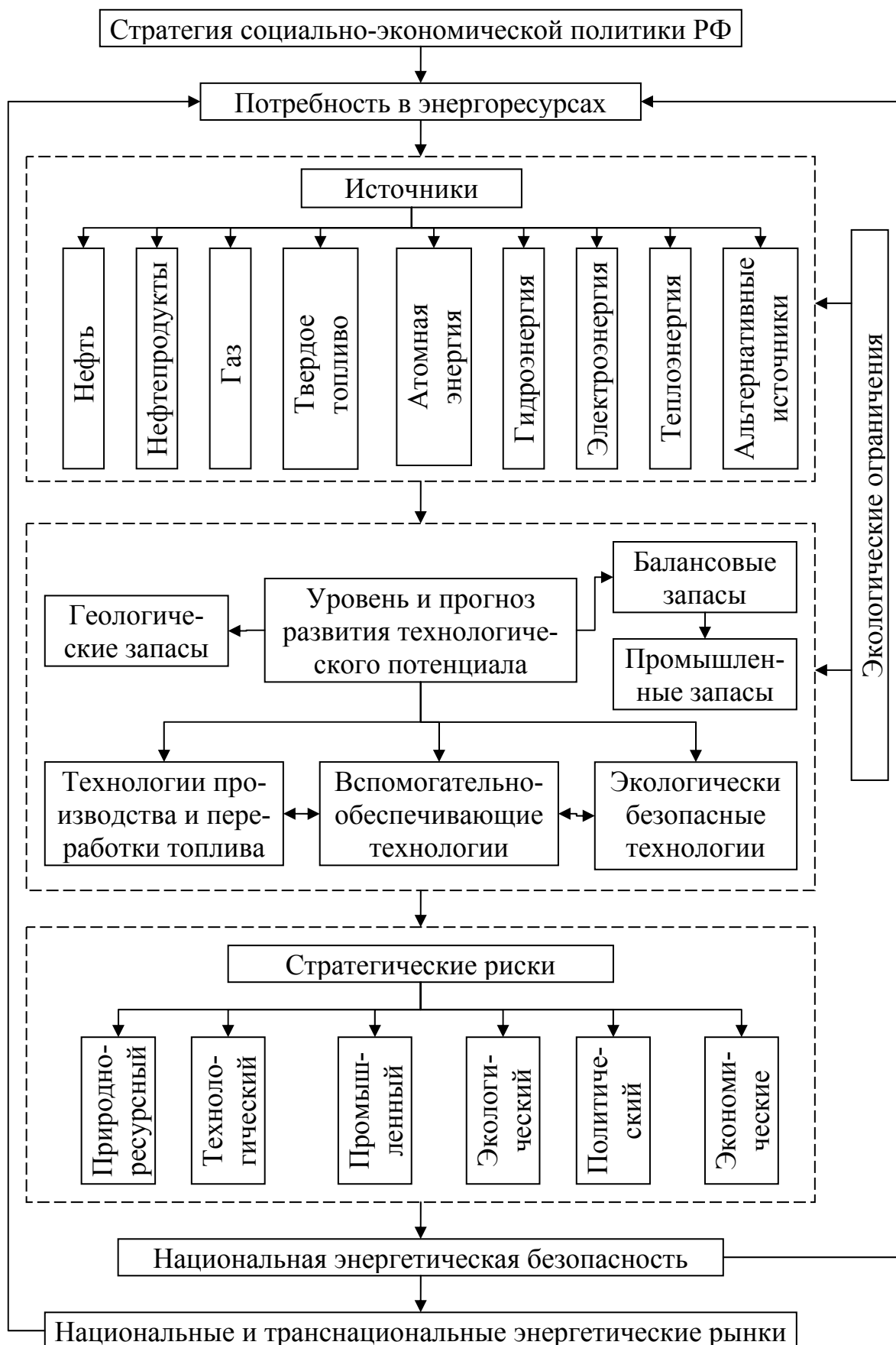


Рисунок 1 – Структурная схема прогноза энергопотребления региона

Исходными данными для проведения количественной оценки рисков являются статистические данные изменения анализируемых параметров на ретроспективном отрезке времени.

На рисунке 2 представлена блок-схема работы модели энергопотребления, которая позволяет определить потребности региона в энергоресурсах, а также выявить рациональный вариант его энергообеспечения по каждому виду ТЭР на заданном горизонте прогнозирования.

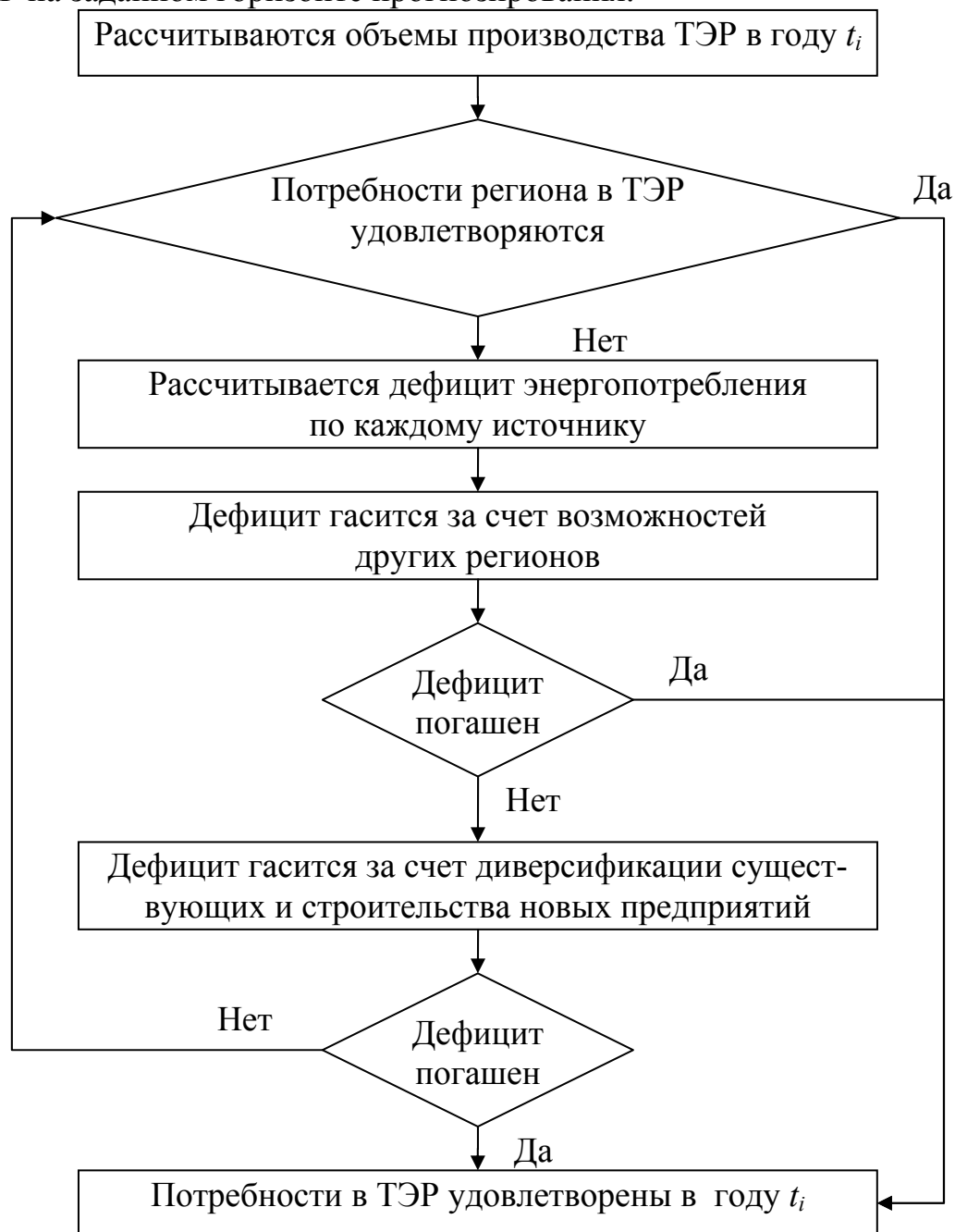


Рисунок 2 – Блок-схема работы модели энергопотребления топливдобывающего региона

Таким образом, предложенный подход к прогнозированию энергопотребления позволяет корректировать уровень энергетической безопасности топливдобывающих регионов, что является актуальной проблемой для решения новых задач социально-экономического развития.

АНАЛИЗ И ОБОСНОВАНИЕ АКТУАЛЬНОСТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ НА СОВРЕМЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ

Соловьёва А.А.

ОАО «Шахта «Полосухинская»

г. Новокузнецк

Шахта представляет собой сложную технологическую систему, включающую следующие основные подсистемы: управления производством; очистных работ; горно-подготовительных работ; вентиляции; аэрогазового контроля шахтной атмосферы; мониторинга состояния горно-шахтного оборудования; обеспечения промышленной и пожарной безопасности; охраны труда; основного и вспомогательного транспорта; дегазации; энергоснабжения; водоотлива; технологический комплекс на поверхности; вспомогательных процессов и др. Идентификация шахты как сложной технологической системы и её комплексный анализ широко представлены в работах ведущих отечественных и зарубежных учёных и практиков [1-4 и др.]. Принципиальным отличием технологической системы шахты от технологических схем заводов или фабрик является перемещение во времени и пространстве объектов: очистных и подготовительных забоев, оборудования, средств транспорта.

На рентабельных шахтах современного научно-технического уровня основными являются следующие подсистемы: ресурсы, технология очистных работ, технология подготовительных работ, технология монтажно-демонтажных работ, технология магистрального подземного транспорта и подъёма, технологический комплекс поверхности. Авторами [1-4] введено понятие гибкой технологической системы шахты, которая обеспечивает быстрое реагирование подсистем на изменение параметров внешней и внутренней сред с целью повышения интенсивности горного производства. Однако алгоритмы и программы управления гибкой технологической системой шахты не разработаны.

На основе анализа представленных в работах [1-4 и др.] вариантов декомпозиции технологической системы шахт на подсистемы, предлагается следующая функционально-структурная такой системы (рисунок 1).

Согласно рисунку основной подсистемой является очистная, а остальные обеспечивают работу этой подсистемы или ограничивают по критериям промышленной безопасности и производственным издержкам. Территориально подсистема очистных работ функционирует в пределах выемочного участка, а остальные – в пределах горного и земельного отводов, в том числе промплощадки шахты.

Приоритетной после очистной является горно-подготовительная подсистема, которая обеспечивает вскрытие и подготовку к выемке запасов угля. Поэтому горно-подготовительная подсистема, как объект исследования в на-

стоящей работе, на рисунке выделена в виде отдельного блока, хотя эта подсистема по функциям является обеспечивающей подсистемой для очистной подсистемы. Горно-подготовительная подсистема не включена на рисунке в обеспечивающие подсистемы.

Объекты горно-подготовительной подсистема территориально располагаются в пределах горного отвода шахты и включают: технику и технологию проведения, крепления и поддержания подземных горных выработок.

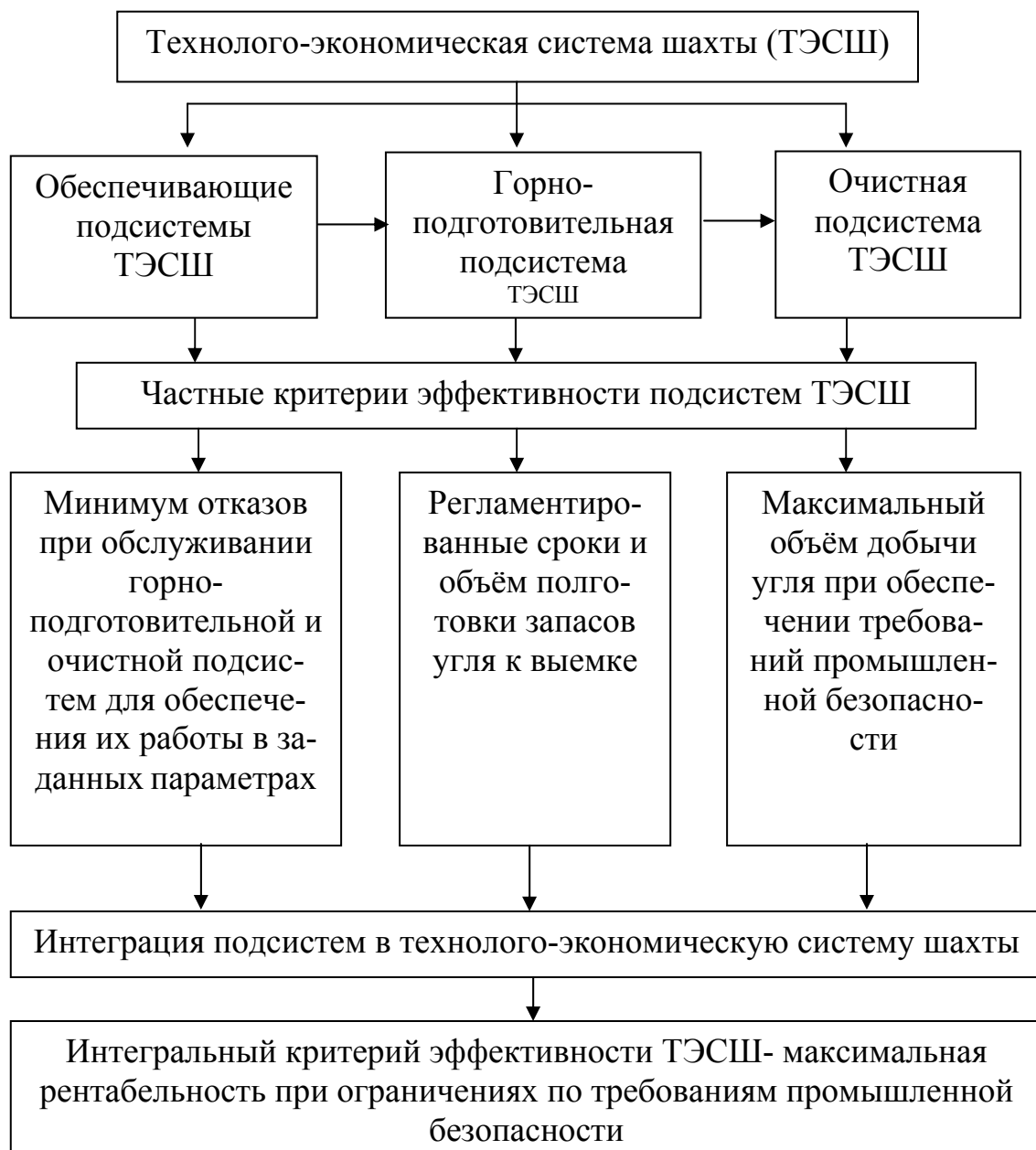


Рисунок 1 – Функционально-структурная схема технологической системы угольной шахты

Экономическая эффективность горных предприятий нового научно-технического уровня обеспечивается сокращением сроков окупаемости инвестиций, минимизацией удельных капитальных и эксплуатационных затрат, применением простых технологических схем с минимальным количеством очистных и подготовительных забоев по схемам «шахта-пласт», «шахта-

лава». При этом на шахтах России, в частности в Кузбассе, возникли противоречия между собственником и требованиями Закона РФ «О промышленной безопасности опасных производственных объектов». Собственник заинтересован в интенсификации очистных работ, так как в очистных забоях создаётся рыночный продукт в виде горной массы. Для этого приобретается современная высокопроизводительная отечественная и импортная техника.

В меньшей мере собственник заинтересован в развитии и техническом оснащении обеспечивающих подсистем шахты. Однако, в соответствии с требованиями методов управления сложными системами, типичным представителем которых является технологическая система шахты, низкая надёжность одной из подсистем сложной системы приводит к снижению устойчивости работы всей системы. Этот процесс в настоящее время наблюдается на шахтах Кузбасса. Длинные очистные комплексно-механизированные забои (КМЗ) для отработки пологих угольных оборудованы высокопроизводительными механизированными комплексами, обеспечивающими добычу из очистного забоя 15-20 тыс. тонн угля. Однако фактически средняя нагрузка на шахтах России в КМЗ составляет 2550 т/сутки, то есть выросла по сравнению с 2005 годом на 9,8%, а по сравнению с 2000 годом в 1,93 раза [5]. Несмотря на высокие темпы повышения нагрузки на КМЗ техническая производительность современных механизированных комплексов не достигнута. Основными причинами существенного отклонения фактической добычи угля от технически возможной являются несоответствия технической производительности очистного оборудования, то есть подсистемы очистных работ, от производительности и пропускной способности остальных подсистем угольной шахты.

В настоящее время на шахтах Кузбасса подсистемами, ограничивающими производительность очистного оборудования, являются горно-подготовительная подсистема, проветривание, дегазация, транспорт, водоотлив, промышленная безопасность и охрана труда. Негативное влияние горно-подготовительной подсистемы на эффективность работы очистных КМЗ проявляется в виде двух факторов: недостаточного объёма проведения подготовительных выработок для эффективной и безопасной отработки выемочных столбов (отсутствие фланговых и дренажных выработок, выработок для изолированного отвода метановоздушной смеси) и отставания темпов воспроизводства подготовленных запасов от темпов отработки готовых к выемке запасов в очистных забоях. Положение на шахтах с учётом этих факторов ухудшается. Например, длина проведённых вскрывающих и подготовительных выработок на шахтах России снизилась в 2006 году по сравнению с 2005 годом соответственно на 4,0 и 3,8 % [5].

На действующих и строящихся шахтах, в том числе в проектах строительства новых и реконструкции действующих шахт, широко применяются временные схемы проветривания, транспорта. На пластах угля, склонных к самовозгоранию, вскрытие осуществляется пластовыми выработками, что является нарушением требований «Правил безопасности в угольных шахтах»

[6]. В процессе вскрытия и подготовки угольных пластов на практике проводится корректировка проектной документации в части сокращения проектного объёма проведения вскрывающих и подготовительных выработок: ведение очистных работ без фланговых выработок, строительство временных водосборников без системы главного водоотлива и др.

Экономические расчёты подтверждают, что увеличение удельного объёма проведения подготовительных выработок приводит к увеличению прямых затрат на воспроизводства очистного фронта. Это связано с тем, что дополнительные инвестиции только на развитие и модернизацию горно-подготовительной подсистемы шахты не приводят к резкому увеличению темпов воспроизводства очистного фронта. Так как почти все обеспечивающие подсистемы шахты ориентированы на поддержание устойчивой добычи из очистных забоев, а горно-подготовительная подсистема, как сдерживающая темпы продвижения очистных забоев, обслуживается другими подсистемами по остаточному принципу (по минимальному количеству подаваемого в подготовительные забои воздуха, снабжению материалами и оборудованием, транспорту и др.). Между тем эффективность горно-подготовительной подсистемы в большей мере зависит от эффективности работы обеспечивающих подсистем, так как требуется системная организация транспорта горной массы, доставки материалов и оборудования в удалённые подготовительные забои, безопасных условий труда и т.д.

В связи с изложенным, для условий шахт России необходимо разработать технологические и технические решения, обеспечивающие устойчивую и высокопроизводительную работу всех подсистем сложной технологической системы шахты. Одной из таких подсистем является горно-подготовительная, основными задачами которой являются: обеспечение темпов воспроизводства готовых к выемке запасов угля в соответствии с требованиями подсистемы очистных работ; увеличение темпов проведения подготовительных выработок; совершенствование способов их крепления и поддержания; увеличение площади поперечного сечения выработок для свободного размещения высокопроизводительного оборудования, повышение эффективности проветривания очистных забоев и безопасности горных работ.

Перспективными научными направлениями развития горно-подготовительной подсистемы является разработка технологических решений по совершенствованию способов и средств выемки и транспорта горной массы, проветривания, дегазации, автоматизированного мониторинга состояния шахтной атмосферы и оборудования, а также требований для создания новой горнопроходческой техники, в том числе проходческих манипуляторов, проходческих комплексов, роботизированных проходческих агрегатов, средств проветривания и осушения забоев, а также дегазации углепородного массива. Важной организационно-управленческой проблемой является обоснование управляющих воздействий для организации рационального взаимодействия процессов и операций в структуре горно-подготовительной подсистемы и её взаимодействие с другими подсистемами шахты.

Как показывает опыт разработки угольных месторождений подземным способом в России и за рубежом, достигнутая средняя скорость проведения пластовых подготовительных выработок не всегда обеспечивает своевременное воссоздание очистного фронта, так как нагрузки на очистной забой увеличиваются темпы подвигания подготовительных забоев снижаются. Это подтверждается данными, приведёнными в таблице 1 [5,7].

Таблица 1 - Показатели горно-подготовительных и очистных подсистем шахт ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» [5,7]

Наименование показателей	Единицы измерения	2003г.	2004г.	2005г.	2006г.
Объём добычи	тыс.т/год	17060,8	18086,2	17085,6	16137,4
Длина проведённых подготовительных выработок	м/год	76075	70324	81479	79495
Средняя нагрузка на очистной забой	т/сутки	2887	3711	4460	4774
Средняя производительность труда рабочего по добыче угля	т/месяц	136,5	145,2	125,4	140,8
Средняя производительность труда рабочего на подготовительных работах	м/месяц	2,37	2,33	2,28	2,36
Средняя производительность труда проходчика	м/месяц	4,01	4,09	3,75	3,76

Как следует из таблицы 1 за 4 года средняя нагрузка на очистной забой увеличилась в 1,65 раза и в 2007 продолжает расти, что свидетельствует о неиспользованных резервах очистных подсистем шахт. Длина проведённых выработок за этот период увеличилась лишь в 1,04 раза, то есть прослеживается диспропорция темпов показателей горно-подготовительной и очистной подсистем.

Результаты проведённого анализа подтверждают, что при наличии резервов отдельных подсистем технологической системы шахты отсутствуют алгоритмы системы оптимального управления и использования этих резервов. Поэтому актуальными являются исследования существующих и создания новых методов и программ координации функционирования подсистем шахты как сложной производственной системы.

Литература

1. Воспроизводство вскрытых и подготовленных запасов угля на шахтах / М.И. Устинов, В.П. Федоров, А.И. Шор и др.; Под ред Н.К. Гринько. - М.: Недра, 1990. – 352 с.
2. Ялевский В.Д. Модульные горнотехнологические структуры вскрытия и подготовки шахтных полей Кузбасса / В.Д. Ялевский, В.А. Федорин. - Кемерово: Кузбассвуиздат, 2000. – 224 с.
3. Мучник В.С. Подземная гидравлическая добыча угля / В.С. мучник, Э. Б. Голланд, М.Н. Маркус. – М.: Недра, 1986. – 223 с.
4. Ногих С.Р. Воспроизводство шахтного фонда действующих, строящихся и восстанавливаемых шахт/ С.Р. Ногих.- Томск: Изд-во Томского ун-та, 2002. -240с.
5. Итоги работы угольной промышленности России за 2006 год. // Уголь. – 2007. - № 3. – С. 23-29.
6. Правила безопасности в угольных шахтах (ПБ 05-618-03). Серия 05. Выпуск 11/ Колл.авт.- М.: ГУП «НТЦ «Промышленная безопасность», 2003.- 296 с.
7. Горняцкая солидарность. - Новокузнецк: Газета ОАО «ОУК «Южкузбассуголь» и Новокузнецкой территориальной организации Росуглепрофсоюза, 2004-2007.

УДК 622.272:322.33

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ОТРАБОТКИ СВИТЫ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ РАЗРЕЗА

Сенкус Вал. В., Фрянов В.Н.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

В настоящее время на действующих разрезах отмечается сокращение запасов угля, пригодных для выемки традиционными технологиями, поэтому перспективным направлением является отработка запасов, находящихся в приконтурной зоне разреза подземным способом [1,2].

Особое внимание следует обратить на пласты мощностью до двух метров, находящихся в бортах и дне траншеи, разработка которых открытым способом не целесообразна с экономической точки зрения, но эффективную отработку этих запасов возможно обеспечить подземным способом.

Актуальность отработки данных запасов подтверждается практическим применением открыто-подземной технологии на разрезах Кузбасса - Моховском, Сибиргинском, Кедровском, Листвянском и Распадском.

Учеными и специалистами ИПКОН, ВНИМИ, ИГД им. А.А. Скочинского, ИФЗ РАН, Институт угля и углехимии СО РАН, ИГД СО РАН, ВНИИ-

гидроуголь, КузНИУИ, МГГУ, С-ПбГУ, КузГТУ, СибГИУ и многих других научно-исследовательских организаций предложена методика обоснования комбинированных технологий добычи угля, которая позволяет разрабатывать варианты технологических схем открыто-подземного способа. Он предусматривает системный подход, декомпозицию технологических схем открытой, подземной добычи угля по элементам, анализ последствий взаимодействия групп элементов и синтез новых гибких технологических схем, способных к адаптации с учетом изменений горно-геологических условий и конъюнктуры рынка.

Эффективность разрабатываемых технологических схем по сравнению с существующими обеспечивается совместимостью и интенсификацией технологических процессов, внедрением новаций и форсированным возвратом инвестиций.

Анализ показывает, что комбинированная технология добычи угля получила развитие в рамках расширения области применения технологии выемки угля короткими забоями.

Методология обоснования интегрированной, гибкой, высоко адаптивной технологии и технических средств, обеспечивающих быстрый возврат инвестиций, решение экологических и социальных задач угледобывающих регионов, включает конструирование и научное обоснование вариантов интегрированной технологии подземной добычи угля из открытых горных выработок, и заключается [1,2]:

- в анализе традиционных технологий;
- декомпозиции технологических схем открытых и подземных работ на элементы, соответствующим основным процессам технологического цикла;
- выделение высокопроизводительных, адаптивных и эффективных элементов, объединяемых в группы на основе расположения и совместимости;
- разработке связующих элементов, параметры и характеристики которых обеспечивают стыковку предыдущей и последующих групп в технологическом цикле в соответствии с заданными критериями эффективности и ограничениями;
- конструирование вариантов гибких технологических схем на основе синтеза групп и связующих элементов в единую систему с последующей оптимизацией параметров.

При анализе методологии следует отметить, что в ее основе лежит выделение элементов и места их в технологических схемах, из которых ведется конструирование вариантов технологических схем горнодобывающих предприятий, что целесообразно использовать при сложившейся собственности предприятий на горные и земельные отводы.

С позиции комплексной разработки месторождений в основу методологии комбинированной разработки месторождений должен быть положен принцип оптимальной планировки месторождения, для выполнения которого на первом этапе необходимо разработать и оценить многовариантные проектно-пространственные решения вскрытия месторождения, отвечающие за-

данным требованиям, а на втором – проводить конструирование технологических схем.

Для реализации этапов используется весь набор систем разработки, технологических схем подготовки и вскрытия месторождений для эффективной отработки пластов различными способами добычи угля.

Преимущество вскрытия месторождения отдается открытому способу глубокими траншеями, обеспечивающему минимальные капитальные затраты и максимальный доступ к пластам угля.

Последующая отработка вскрытых запасов ведется подземным способом, который является целесообразным для защиты окружающей среды, при этом выбирается система разработки, обеспечивающая рентабельность предприятия.

Комбинированная технология добычи угля предполагает интеграцию процессов и схем на этапах вскрытия, подготовки и отработки пластов для достижения высоких технико-экономических показателей и обеспечение минимальных антропогенных воздействий на окружающую среду. Это достигается размещением промплощадки, отвалов пород, отстойников, водосборники и других объектов технологического комплекса в глубоких разрезных траншеях, что не требует больших затрат на рекультивацию земель.

На основании анализа открыто-подземных технологий угледобычи и для повышения их эффективности, сокращения сроков освоения месторождения и совмещения рекультивации нарушенных земель с процессами добычи, снижения затрат на строительство горнодобывающих предприятий и повышения уровня их промышленной и экологической безопасности предлагается комбинированный способ разработки свиты пологих пластов [3].

Предложен вариант разработки свиты пологих пластов (рисунок 1), реализуется следующим образом: вскрытие месторождения осуществляется открытым способом по простиранию пласта самой большой мощности, путем проведения продольной разрезной траншеи 1 по простиранию пласта, а вскрытие пластов в борту продольной разрезной траншеи осуществляется поперечной разрезной траншеей 2, которая закладывается в крест простирания, обеспечивая доступ к пластам 3, при этом ось поперечной разрезной траншеи 7 располагают под углом λ к оси продольной разрезной траншеи 8.

Промплощадка разбивается на дне траншеи 2, где располагается электроподстанция, здания и сооружения водоснабжения и противопожарной защиты шахты, вентиляторные установки и калориферы, погрузочный пункты, ремонтная база и другие объекты технологического комплекса.

Подготовка шахтного поля начинается с проведения по принятому к отработке пласту штолен 5, которые сбиваются разрезной печью, расширяемой до размеров монтажной камеры 9, в которой монтируется механизированный комплекс 6 или другая выемочная техника.

Вентиляция шахты осуществляется по центральной схеме проветривания, нагнетательным способом, подачей свежего воздуха вентиляторными установками до лавы и отвода исходящего воздуха по штольням 5.

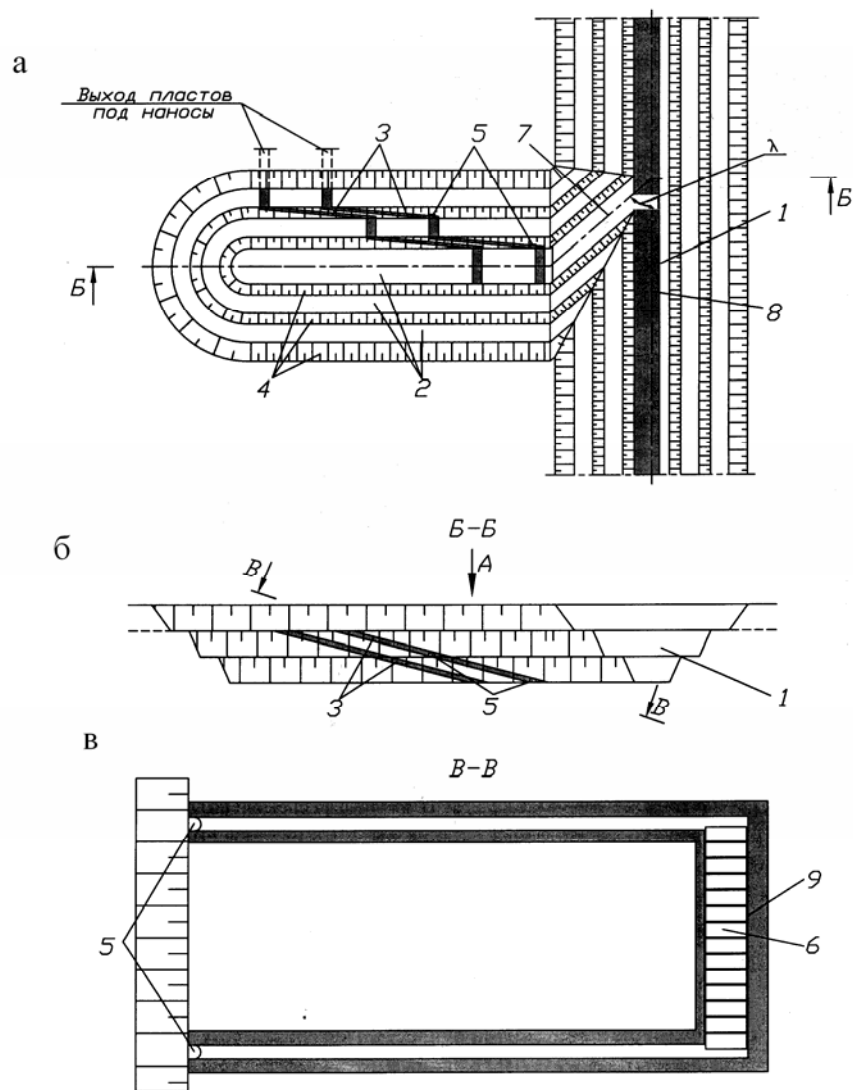


Рисунок 1 - Комбинированный способ разработки свиты пологих угольных пластов: а – горизонтальная схема вскрытия шахтного поля разрезными траншеями; б – вертикальная схема вскрытия шахтного поля траншеями и горными выработками; в – разрез выемочного столба при подземной добыче угля [3]

Транспорт горной массы осуществляется по лаве, забойным конвейером до сопряжения, с перегрузкой на ленточный конвейер и далее по конвейерной штольне в траншею.

Выдача горной массы из траншеи ведется средствами карьерного транспорта или крутонаклонным конвейером, расположенным на нерабочем борту траншеи.

Для обеспечения эффективного проветривания подземных горных выработок, повышения уровня безопасности подземных горных работ и снижения затрат на доставку грузов предлагается открыто-подземный способ разработки свиты крутонаклонных и крутых пластов [4].

Вскрытие свиты пластов (рисунок 2) осуществляется двумя разрезными траншеями $N1$ и $N2$ общей глубиной $H = h_n + h_n$, включающей глубину траншеи в наносах h_n и в коренных породах h_n .

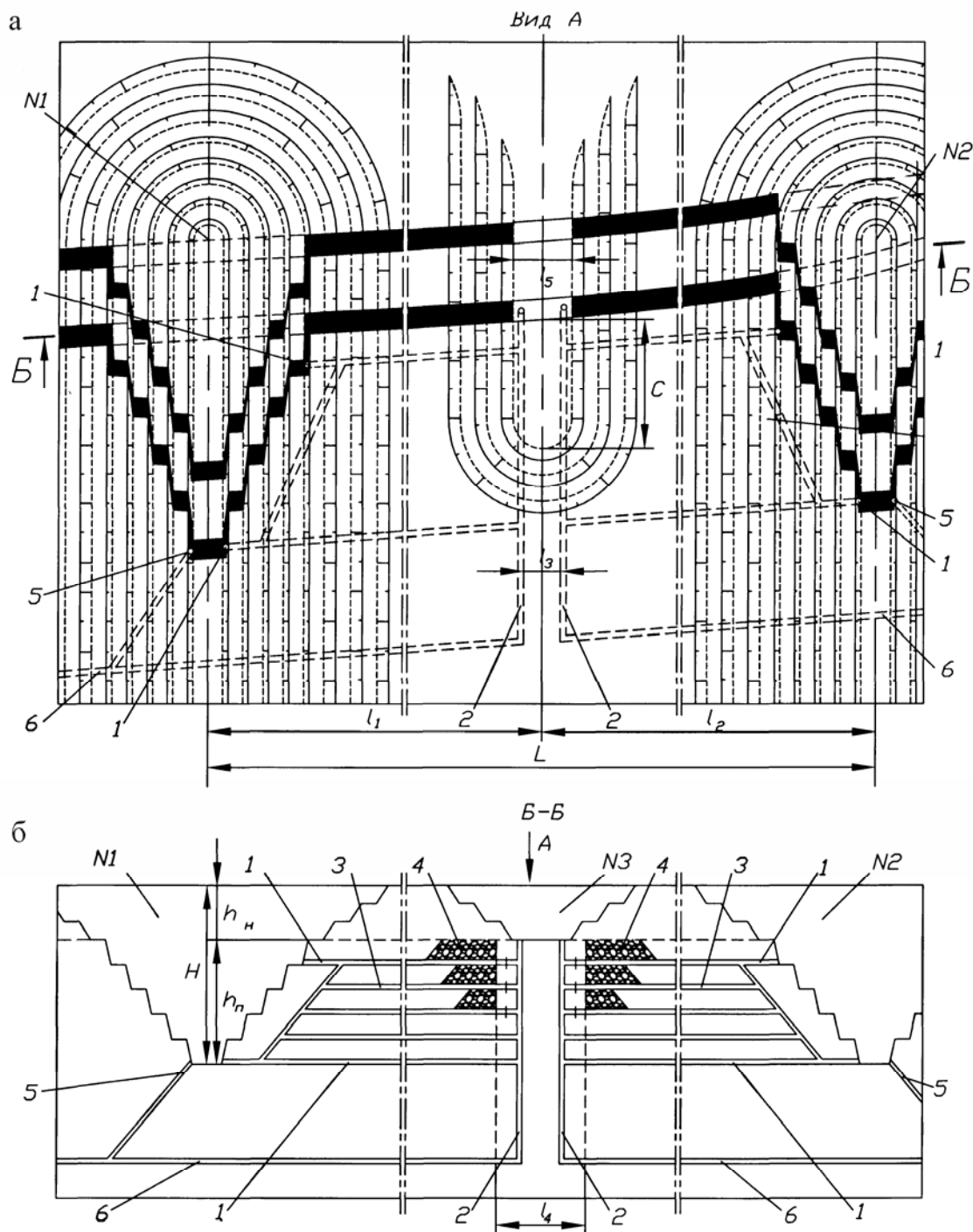


Рисунок 2 - Открыто-подземный способ разработки свиты крутонаклонных и крутых пластов: а – горизонтальная схема вскрытия шахтного поля разрезными траншеями; б – вертикальная схема вскрытия шахтного поля траншеями и горными выработками [4]

Промплощадка разбивается в транше $N1$ и $N2$ на уступах и дне, где располагается электроподстанция, здания и сооружения водоснабжения и противопожарной защиты шахты, вентиляторные установки и калориферы, по-

грузочный пункты, ремонтная база и другие объекты технологического комплекса.

Межтраншейное пространство L делится на два блока шириной l_1 и l_2 , подготавливаемых на верхнем горизонте самостоятельными вентиляционными и откаточными штольнями 1, проводимыми из бортов разрезных траншей $N1$ и $N2$.

На границе межтраншейного пространства l_1 и l_2 закладывают промежуточную траншею $N3$ на глубину наносов h_n . В промежуточной траншее $N3$ закладываются устья фланговых подготовительных выработок 2. Блоки на глубине h_n подготавливаются и отрабатываются из промежуточных подготовительных выработок 3, короткими забоями 4.

Вентиляция шахты осуществляется по фланговой или центральной схеме, нагнетательным способом, подачей свежего воздуха вентиляторными установками до очистного забоя по штольням 1 и подготовительным выработкам 3 и отвода исходящего воздуха по фланговым выработкам 2 при углях, не склонных к самовозгоранию, или по штольне при углях, склонных к самовозгоранию.

Отбойку горной массы в забоях ведут гидравлическим или механогидравлическим способом с последующим транспортом горной массы самотеком до подземного комплекса обезвоживания угля и осветления воды, после чего вода возвращается в технологический цикл, а уголь выдается конвейерами в траншею.

Выдача горной массы из траншеи ведется средствами карьерного транспорта или крутонаклонным конвейером, расположенным на не рабочем борту траншеи.

Для охраны промежуточной траншеи $N3$ от подработки, а также в целях противопожарной безопасности при отработке пластов с углями склонными к самовозгоранию, под траншеей оставляется непрорезаемые угольные целики шириной l_3 , с общей шириной оставляемого целика l_4 не менее ширины траншеи l_5 и высотой не менее размера зоны сдвижения горных пород C .

Отработка нижних горизонтов ведется подземным способом, путем проведения из дна разрезных траншей $N1$ и $N2$ вскрывающих выработок 5, и последующим заложением подготовительных выработок 6 в пределах блоков l_1 и l_2 , соединяемых в единую технологическую схему фланговыми выработками 2 верхнего горизонта.

В заключение следует отметить, что предложенные варианты открыто-подземной технологии позволяют отработать свиты угольных пластов в широком диапазоне горно-геологических условий за счет применением традиционной или гидравлической технологий отработки угольных пластов, и обеспечить полноту извлечения полезного ископаемого из недр, сократить сроки освоения месторождений, снизить затраты на строительство горнодобывающих предприятий и повысить уровень промышленной и экологической безопасности. Новизна предложенных способов разработки подтверждена патентами РФ.

Литература

1. Интегрированные технологии добычи угля на основе гидромеханизации / Л.А. Пучков, О.В. Михеев, В.А. Атрушкевич, О.А. Атрушкевич. – М.: Из-во МГГУ, 2000. – 296 с.
2. Атрушкевич В.А. Научные основы, конструирование и прогноз геомеханических параметров интенсивной технологии подземной гидромеханизированной разработки крутых угольных пластов с открытых горных выработок. – М.: Из-во МГГУ, 1997. – 154с.
3. Пат. РФ № 2295036. МПК E21C 41/00. Комплексный способ разработки месторождений полезных ископаемых / Вал.В. Сенкус, С.Г. Фомичев, В.В. Сенкус. Вас.В. Сенкус. - Заявка № 2005115709/03 - Заявл. 23.05.2005. Оpubл. в бюл. № 7, 10.03.2007.
4. Пат. РФ № 2290510, МПК E21C41/00. Открыто-подземный способ разработки месторождений полезных ископаемых / В.В. Сенкус, С.Г. Фомичев, В.В. Сенкус. - Заявка № 2005115708/03. - Заявлено 23.05.2005; Оpubл. В БИ № 36. – 4с.

УДК 622.281.74

СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА МЕТОДИК РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ АНКЕРНОЙ КРЕПИ

Волошин В.А., Петров А.А., Васильев П.В.

ОАО «ОУК «Южскузбассуголь»

*НО «Фонд содействия координационному совету
по развитию угольной промышленности, охране труда,
промышленной и экологической безопасности в Кемеровской области»*

В настоящее время применяемая на угольных шахтах России Инструкция ВНИМИ [1] не обеспечивает прогноз параметров анкерной крепи, соответствующих реальной горнотехнической ситуации. Это подтверждается обрушениями пород кровли и авариями по этой причине в подготовительных выработках. Особенно существенные отклонения расчётных и фактических смещений и деформаций пород в окрестности подготовительных выработок наблюдаются в зонах геологических нарушений.

В этой связи актуальными являются исследования, направленные на совершенствование методики прогноза параметров анкерной крепи. С целью выбора базовой для совершенствования методики в настоящей статье проведена количественная оценка расчётных параметров анкерной крепи, вычисленных по Инструкции ВНИМИ [1] и методике ШахтНИУИ [2].

Основные исходные данные для расчета:

- глубина расположения выработки $H = 510$ м;
- мощность разрабатываемого пласта $m = 2,6$ м;
- ширина выработки $l = 5,1$ м;

- высота выработки $h = 3,2$ м;
- средняя расчетная прочность при сжатии анкеруемых пород: кровли - $R_{с.кр} = 38,9$ МПа, боков - $R_{с.бок} = 12,4$ МПа;
- средневзвешенный объемный вес пород: кровли $\gamma_{кр} = 24,14$ кН/м³, боков $\gamma_{бок} = 13,47$ кН/м³;
- количество видимых трещин на 1 м² поверхности кровли, $t = 3$ шт.;
- угол наклона выработки, $\alpha = 7^\circ$;
- начальное натяжение анкеров, $P_0 = 30$ кН;
- в пласте присутствуют прослойки, представленные алевролитами средней устойчивости по классификации пород Кузбасса и перемежные породы;
- проведение выработки будет осуществляться в нормальных условиях, разрывных нарушений не ожидается;
- опасные зоны отсутствуют.

В качестве исходных данных используются также: стратиграфический разрез с привязкой сечения выработки к пласту или слою пород, выкопировка из плана горных работ, сведения о гидрогеологических условиях заложения выработки, прогноз нарушенности пород в пределах проектной длины выработки, данные об устойчивости пород, принятый способ охраны, сроки поддержания выработки.

Расчет параметров и выбор сталеполимерной анкерной крепи для конвейерного штрека по методике ШахтНИУИ [2], основанной на энергетической теории взаимодействия анкерной крепи и пород, которая приведена в "Типовых материалах для проектирования 3950 - 139.95" (Утверждены и введены в действие Департаментом угольной промышленности Минтопэнерго России 6.07.95 г.) осуществляется в следующей последовательности.

1. Расчетное сопротивление пород кровли, боков и почвы на одноосное сжатие определяется для слоев кровли, залегающих на расстоянии, равном полуторной ширине выработки, по формуле:

$$R_c = \frac{R_{c1}m_1 + \dots + R_{cn}m_n}{m_1 + \dots + m_n} * k_c, \quad (1)$$

где $R_{сн}$ – расчетное сопротивление n-ого слоя пласта

в кровле $R_{с.к1} = 30,0$ МПа, $R_{с.к2} = 40,0$ МПа, $R_{с.к3} = 45,0$ МПа,

в боках $R_{с.б1} = 10,0$ МПа, $R_{с.б2} = 30,0$ МПа;

m_n – мощность n - ого слоя пласта

в кровле $m_{к1} = 0,6$ м, $m_{к2} = 4,5$ м, $m_{к3} = 2,6$ м,

в боках $m_{б1} = 2,6$ м, $m_{б2} = 0,6$ м,

n – число слоев

в кровле $n_k = 3$, в боках $n_b = 2$;

k_c – коэффициент, учитывающий нарушенность массива, принимается $k_c = 0,9$.

После подстановки в формулу (1) получим

$$R_c = \frac{30,0 \cdot 0,6 + 40,0 \cdot 4,5 + 45,0 \cdot 2,6}{0,6 + 4,5 + 2,6} \cdot 0,9 = 36,8 \text{ МПа.}$$

$$R_{c.б} = \frac{10,0 \cdot 2,6 + 30,0 \cdot 0,6}{2,6 + 0,6} \cdot 0,9 = 12,4 \text{ МПа.}$$

Расчет параметров крепи кровли выработки

2. Расчетный пролет кровли выработки

$$l_p = K_n \cdot l, \text{ м} \quad (2)$$

где K_n – коэффициент перебора, принимаемый равным 1, при проведении выработки комбайном;

l – проектная ширина (пролет) выработки в проходке, $l = 5,1$ м.

$$l_p = 1 \cdot 5,1 = 5,1 \text{ м.}$$

3. Высота области активных смещений

$$b = 0,65 \cdot K_b \cdot \sqrt{\frac{10 \cdot l_p}{R_{c.кр}}} \cdot \ln H, \text{ м} \quad (3)$$

где K_b – коэффициент, учитывающий влияние очистных работ, в выработках, не испытывающих влияние очистных работ $K_b=1$;

$$b = 0,65 \cdot 1 \cdot \sqrt{\frac{10 \cdot 5,1}{36,8}} \cdot \ln 510 = 4,77 \text{ м.}$$

4. Активная длина анкеров

$$h_a = \varepsilon \cdot b \cdot 4 \sqrt{\frac{R_{c.кр}}{10}}, \text{ м} \quad (4)$$

где $\varepsilon = 0,25 - 0,33$ – коэффициент, зависящий от стратиграфического разреза кровли, принимается при однослойной кровле – 0,25, при двуслойной – 0,28, при многослойной – 0,33 в пределах области активных смещений; b – высота области активных смещений, $b = 4,67$ м;

$$h_a = 0,33 \cdot 4,77 \cdot 4 \sqrt{\frac{36,8}{10}} = 2,18 \text{ м.}$$

5. Общая длина анкеров

$$h_o = h_a + \Delta + d, \text{ м} \quad (5)$$

где Δ – толщина подхвата, $\Delta = 0,1$ м; d – длина нижнего конца анкера, выступающего в выработку, $d = 0,05$ м.

$$h_o = 2,18 + 0,1 + 0,05 = 2,33 \text{ м.}$$

6. Предельно- допустимый прогиб контура кровли

$$a_o = \varphi \cdot \frac{10 \cdot l_p \cdot \sqrt{l_p}}{R_{c.кр} \cdot \sqrt[3]{t+1}}, \text{ м} \quad (6)$$

где φ – коэффициент, для проводимых выработок – 0,032, для перекрепляемых – 0,021; t – количество видимых трещин на поверхности кровли, $t = 3$ шт.

$$a_o = 0,032 \cdot \frac{10 \cdot 5,1 \cdot \sqrt{5,1}}{38,6 \cdot \sqrt[3]{3+1}} = 0,057 \text{ м.}$$

7. Коэффициент работоспособности анкера

$$\lambda = \cos(90^\circ) \cdot \sqrt{1 - \frac{h_a}{b}} \cdot \cos \beta, \quad (7)$$

где β – угол между анкерами и нормалью к поверхности кровли, $\beta = 0^\circ$.

$$\lambda = \cos(90^\circ) \cdot \sqrt{1 - \frac{2,18}{4,77}} \cdot \cos 0 = 0,44$$

8. Предельно-допустимое смещение анкера относительно скважины

$$\delta_o = \frac{[\sigma] \cdot h_a}{\omega \cdot E}, \text{ м} \quad (8)$$

где $[\sigma]$ – допустимое напряжение материала анкера при растяжении, кПа; E – модуль упругости материала анкера, кПа; ω – коэффициент, зависящий от вида анкера, для железобетонных – 0,9, для сталеполимерных – 1,0.

$$\delta_o = 0,00107 \cdot 2,18 = 0,0023.$$

9. Расчетный (заданный) прогиб контура кровли

$$a_1 \leq \frac{\delta_o}{\lambda}, \text{ м}; \quad a_2 \leq a_o \cdot \sqrt{\frac{30}{R_{с.кл.}}}, \text{ м.} \quad (9)$$

К расчету принимается меньшее из значений.

$$a_1 \leq \frac{0,0023}{0,44} = 0,0052 \text{ м}; \quad a_2 \leq 0,057 \cdot \sqrt{\frac{30}{27,0}} = 0,061 \text{ м};$$

$$0,0052 \text{ м} < 0,061 \text{ м.}$$

Принимаем $a = 0,0052 \text{ м.}$

10. Расчетное (заданное) смещение анкера

$$\delta = \lambda \cdot a, \text{ м} \quad (10)$$

$$\delta = 0,44 \cdot 0,0052 = 0,0023 \text{ м.}$$

11. Работа сил, действующих на деформируемые породы

$$A = 0,27 \cdot \gamma_{ср} \cdot l_p \cdot b \cdot a \cdot \cos \alpha, \text{ кН м} \quad (11)$$

где $\gamma_{ср}$ – средневзвешенный объемный вес деформируемых пород, $\gamma_{ср} = 23,88 \text{ кН/м}^3$.

$$A = 0,27 \cdot 24,14 \cdot 5,1 \cdot 4,77 \cdot 0,0052 \cdot \cos 7^\circ = 0,971 \text{ кН м.}$$

12. Коэффициент поглощения деформируемыми породами высвобождаемой энергии

$$K = \psi \cdot \sqrt{\frac{a}{a_o}} \cdot \sqrt[4]{\frac{R_{с.кл.}}{10}}, \quad (12)$$

где ψ – коэффициент условий выработки, для проводимых выработок – 0,46, для перекрепляемых – 0,42.

$$K = 0,46 \cdot \sqrt{\frac{0,0052}{0,057}} \cdot \sqrt[4]{\frac{38,6}{10}} = 0,209.$$

13. Работа одного сталеполимерного анкера

$$Q = \frac{E \cdot S}{2 \cdot h_a} \cdot \delta^2, \text{ кН м} \quad (13)$$

$$Q = \frac{32970}{2,18} \cdot 0,0023 = 0,101 \text{ кН м.}$$

14. Количество анкеров, приходящееся на 1 пог.м выработки

$$n = \frac{A}{Q} \cdot (1 - K), \text{ анк/м} \quad (14)$$

$$n = \frac{0,971}{0,101} \cdot (1 - 0,209) = 7,6 \text{ анк/м.}$$

15. Расстояние между рядами анкеров

$$C = \frac{n'}{n}, \text{ м} \quad (16)$$

где n' – принятое количество анкеров в ряду, в зависимости от типоразмера подхвата и допустимой плотности анкерования, $n' = 6$ анк.

$$C = \frac{6}{7,6} = 0,81 \text{ м.}$$

Основные параметры анкерной крепи:

- длина анкеров – 2,4м,
- количество анкеров в ряду – 6 шт.,
- расстояние между рядами анкеров (шаг крепления) – 0,8 м,
- предварительное натяжение анкеров – 30 кН.

Расчет параметров крепи для боков выработки

Необходимость крепления боков выработки определяется из выражения, представляющего собой критическую глубину расположения выработки, при которой сохраняется устойчивость боковых породных обнажений.

$$H_{кр} = 53,6 \cdot (2,54 - \sqrt{t}) \cdot \frac{R_{с.бок}}{h - 1}, \text{ м.}$$

$$53,6 \cdot (2,54 - \sqrt{3}) \cdot \frac{12,44}{3,2 - 1} = 372,74 \text{ м.}$$

Так как, фактическая глубина H превышает критическую глубину ($H > H_{кр}$), то крепление боков необходимо, а параметры анкерной крепи для боков выработки определяются по формулам:

1. Величина области активных смещений пород в боках

$$b_{бок} = 1,29 \cdot \sqrt{\frac{h}{R_{с.бок}}} \cdot \ln H, \text{ м.} \quad (17)$$

$$1,29 \cdot \sqrt{\frac{3,2}{12,44}} \cdot \ln 510 = 3,72 \text{ м.}$$

2. Активная длина анкера

$$h_{a.бок} = \varepsilon \cdot b_{бок} \cdot \sqrt[4]{\frac{R_{с.бок}}{10}} \text{ м} \quad (18)$$

$$0,28 \cdot 3,73 \cdot \sqrt[4]{\frac{12,44}{10}} = 1,53 \text{ м.}$$

3. Общая длина анкеров

$$h_{o.бок} = h_{a.бок} + \Delta + d, \text{ м} \quad (19)$$

$$1,53 + 0,1 + 0,05 = 1,68 \text{ м}$$

4. Расчетное смещение боковой поверхности

$$a_{бок} = \frac{1,75}{\sqrt{t+1}} \cdot \left(\frac{h}{R_{с.бок}} \right)^{1,5}, \text{ м} \quad (20)$$

$$\frac{1,75}{\sqrt{3+1}} \cdot \left(\frac{3,2}{12,44} \right)^{1,5} = 0,072 \text{ м.}$$

5. Коэффициент работоспособности анкера

$$\lambda_{бок} = \cos(90^\circ \cdot \sqrt{1 - \frac{h_{a.бок}}{b_{в.бок}}}) \cdot \cos \beta_{бок}. \quad (21)$$

$$\cos(90^\circ \cdot \sqrt{1 - \frac{1,53}{3,73}}) \cdot \cos 0 = 0,38.$$

6. Расчетное смещение анкера относительно скважины

$$\delta_{бок} = a_{бок} \cdot \lambda_{бок}, \text{ м} \quad (22)$$

$$0,072 \cdot 0,38 = 0,027 \text{ м}$$

7. Работа металлического анкера

$$Q_{бок} = 0,5 \cdot K_t \cdot \delta_{бок} \cdot \left(P_o + \sqrt{P_o^2 + 10 \cdot \mu^2 \cdot R_{с.бок} \cdot \delta_{бок}} \right), \text{ кН м} \quad (23)$$

где K_t – коэффициент, учитывающий влияние фактора времени на работу металлического анкера с замковым закреплением. Изменяется в пределах 0,4 – 0,8 с увеличением прочности пород от 30 до 120 МПа и заданного смещения анкера относительно скважины от 2 до 20 мм; μ – коэффициент, зависящий от конструкции анкера ($\mu = 160$ – для анкеров распорного типа, $\mu = 145$ – для клинощелевых анкеров).

$$Q_{бок} = 0,5 \cdot 0,4 \cdot 0,02 \cdot \left(30 + \sqrt{30^2 + 10 \cdot 15^2 \cdot 12,44 \cdot 0,027} \right) = 0,35 \text{ кН м.}$$

8. Работа сил, действующих на деформированные породы

$$A = 0,27 \cdot \gamma_{ср.бок} \cdot h \cdot b_{бок} \cdot a_{бок}, \text{ кН м} \quad (24)$$

$$0,27 \cdot 13,71 \cdot 3,2 \cdot 3,73 \cdot 0,072 = 0,32 \text{ кН м}$$

7. Количество анкеров, приходящееся на 1 погонный метр бока выработки

$$n_{бок} = \frac{A}{Q} \cdot (1 - K), \text{ анкер/м} \quad (25)$$

$$\frac{0,32}{0,35} \cdot (1 - 0,6054) = 0,58 \text{ анкер/м}$$

где K – коэффициент "поглощения" деформируемыми породами высвобождаемой энергии: $K = 0,6054$ – для проводимых выработок.

8. Расстояние между рядами анкеров

$$C = \frac{n'_{бок}}{n_{бок}}, \text{ м} \quad (26)$$

$$\frac{1}{0,58} = 1,7 \text{ м}$$

где $n'_{бок}$ – принятое количество анкеров в ряду, в зависимости от типоразмера подхвата и допустимой плотности анкерования, $n' = 1$ анкер.

Параметры анкерной крепи для боков выработки:

- длина анкеров – 1,8 м,
- расстояние между анкерами по длине выработки – 1,6 м.

Расчет параметров сталеполимерной анкерной крепи для конвейерного штрека согласно инструкции ВНИМИ [1] производится в следующей последовательности:

1. Определение расчетного сопротивления пород на одноосное сжатие.
2. Определение интенсивности горного давления.
3. Определение параметров анкерной крепи для кровли выработки.
4. Определение параметров анкерной крепи, устанавливаемой в боках выработки.

Расчет параметров крепи кровли выработки

1. Определение расчетного сопротивления пород на одноосное сжатие.

Расчетное сопротивление пород кровли и боков на одноосное сжатие определяется для слоев кровли, залегающих на расстоянии, равном ширине выработки, по формуле:

$$R_c = \frac{R_{c1}m_1 + \dots + R_{cn}m_n}{m_1 + \dots + m_n} \cdot k_c, \text{ МПа} \quad (27)$$

где R_{cn} – расчетное сопротивление n -ого слоя пласта; k_c – коэффициент структурного ослабления $k_c = 0,9$.

в кровле $R_{c.k1} = 30,0 \text{ МПа}, \quad R_{c.k2} = 45,0 \text{ МПа},$

в боках $R_{c.б1} = 10,0 \text{ МПа}, \quad R_{c.б2} = 30,0 \text{ МПа},$

m_n – мощность n -ого слоя пласта

в кровле $m_{k1} = 0,6 \text{ м}, \quad m_{k2} = 4,5 \text{ м},$

в боках $m_{б1} = 2,6 \text{ м}, \quad m_{б2} = 0,6 \text{ м},$

n – число слоев

в кровле $n_k = 2, \quad \text{в боках} \quad n_b = 2.$

После подстановки в формулу (27) получим

$$R_c = \frac{30,0 \cdot 0,6 + 40,0 \cdot 4,5}{0,6 + 4,5} \cdot 0,9 = 34,9 \text{ МПа.}$$

$$R_{c.б} = \frac{10,0 \cdot 2,6 + 30,0 \cdot 0,6}{2,6 + 0,6} \cdot 0,9 = 12,4 \text{ МПа.}$$

2. Определение интенсивности горного давления

В качестве критерия интенсивности горного давления для расчета параметров крепи следует принимать расчетные смещения кровли выработки с анкерной крепью. В выработках, проводимых в массиве и поддерживаемых в течение всего срока службы в зоне влияния очистных работ, величина расчетных смещений кровли определяется по формуле:

$$U_{II} = U_M + U_{II} \cdot K_{III} \cdot K_B \cdot K_A \cdot K_U, \text{ мм} \quad (28)$$

$$U_M = U_T \cdot K_\alpha \cdot K_{III} \cdot K_B \cdot K_A = 83 \cdot 1,0 \cdot 1,03 \cdot 1,0 \cdot 0,9 = 72 \text{ мм}, \quad (29)$$

где U_T – типовые смещения пород, определяются по номограмме ([1], рис. П.1.1, с.34); K_α – коэффициент, учитывающий расположение выработок, для штреков, уклонов, бремсбергов $K_\alpha = 1,0$ (с.34); K_{III} – коэффициент влияния ширины выработки, определяется по формуле

$$K_{III} = 0,25 \cdot (B - 1) = 0,25 \cdot (5,1 - 1) = 1,03, \quad (30)$$

K_B – коэффициент влияния других выработок; для одиночных выработок, $K_B = 1,0$;

K_A – коэффициент степени связывания и упрочнения пород ([2], с.35); при длине закрепления анкера в шпуре менее 1 м, $K_A = 0,9$;

$$U_{II} = 72 + 107 \cdot 1,03 \cdot 1,0 \cdot 1,0 \cdot 0,9 = 165 \text{ мм.}$$

3. Определение параметров анкерной крепи для кровли выработки

В условиях горного давления средней интенсивности при расчетных смещения кровли U_M до 200 мм выработка может быть закреплена только одной анкерной крепью. Для I типа кровли сопротивление анкерной крепи $P_{ак}$ и длину анкеров L_a , устанавливаемых в забое следует принимать в соответствии с номограммой, приведенной на рисунке 1 [1].

$$L_a = 2,3 \text{ м}; P_{ак} = 64 \text{ кН/м}^2.$$

Количество анкеров по кровле выработки в ряду n принимается в зависимости от ширины выработки; $n = 6$ шт.

Шаг установки крепи по кровле рассчитывается по формуле:

$$C_k = \frac{n \cdot N_a}{P_{ак} \cdot B}, \text{ м} \quad (31)$$

где N_a – расчетное значение несущей способности анкеров в кровле выработки. Несущая способность сталеполимерных анкеров определяется по табл.8, с.23 [2], с учетом значений из графика рис. 3 для отношения

$$\frac{d_c}{d_{ck} - d_a} = \frac{20}{30 - 23} = 2,9. \quad (32)$$

Принимаем $N_a = 64 \text{ кН}$ (при закреплении анкера на две полимерные ампулы типа АП-1-330 или АКЦ-1у или одну АП-1-400).

$$C_k = \frac{6 \cdot 64}{64 \cdot 5,1} = 1,17 \text{ м.} \quad (33)$$

Расчетный шаг установки крепи сверяется с требуемой минимальной плотностью установки анкеров по формуле:

$$C_k = \frac{n_k}{\Pi \cdot B} = \frac{6}{0,7 \cdot 5,1} = 1,68 \text{ м,} \quad (34)$$

где Π – минимальная плотность установки анкеров; для среднеустойчивых пород кровли должна быть не менее $\Pi = 0,7$ анк/м².

По наименьшему значению расчетного шага установки крепи выбирают типоразмеры затяжек по кровле выработки. Если наименьший расчетный шаг крепи превышает размеры затяжки, то расстояние между рядами анкеров принимают по ширине или длине выбранной затяжки.

Учитывая длительный срок службы выработки, а также для обеспечения безремонтного ее поддержания для установки в кровлю выработки рекомендуется принять анкера типа АСП, длиной 2,4м и расчетной несущей способностью 64 кН с шагом установки не более 1,0 м.

Расчет параметров крепи для боков выработки

4. В качестве критерия интенсивности горного давления для определения необходимости установки и расчета анкерной крепи в боках выработки следует принимать степень относительной напряженности пород и пласта, расположенных в их боках, определяемую по формуле

$$\sigma = \frac{K_B \cdot K_{БЛ} \cdot K_O \cdot \gamma \cdot H \cdot k_{o.д.}}{R_C^{бок}} = \frac{1,5 \cdot 1 \cdot 1 \cdot 0,025 \cdot 510 \cdot 1,35}{12,44} = 2,075, \quad (35)$$

где K_B – коэффициент концентрации напряжений в боках выработки, $K_B=1,5$; γ – средний объемный вес пород, равный 0,025 МН/м³; H – глубина расположения выработки от поверхности, м; $K_{БЛ}$ – коэффициент увеличения напряжений в боках выработок от других выработок, $K_{БЛ}=1$; K_O – коэффициент увеличения напряжений в боках выработок при расположении их в зоне влияния опорного давления от очистных работ, $K_O=1$; $R_C^{бок}$ – расчетная прочность пород в боках выработки на одноосное сжатие, МПа.

По номограмме рисунка 2 [1] определяем длину анкеров и сопротивление анкерной крепи. Длина анкеров равна 1,7 м, а сопротивление анкерной крепи 25 кН/м².

Для установки в бока выработки принимаем анкера типа ШК-1м, длиной 1,8 м и расчетной несущей способностью 40 кН.

Шаг установки крепи по бокам рассчитывается по формуле:

$$C_{бок} \leq \frac{n \cdot N}{h \cdot P} = \frac{2 \cdot 40}{3,2 \cdot 22} = 1,13, \text{ м.} \quad (36)$$

Расчетный шаг установки анкеров в бока выработки сверяется с требуемой минимальной плотностью установки анкеров (Π) по формуле,

$$C_{бок} \leq \frac{n_{бок}}{h \cdot \Pi} \leq \frac{2}{3,2 \cdot 0,4} = 1,56, \text{ м.} \quad (37)$$

По наименьшему значению расчетного шага установки крепи выбирают типоразмеры затяжек по бокам выработки. Если наименьший расчетный шаг крепи превышает размеры затяжки, то расстояние между рядами анкеров принимают по ширине или длине выбранной затяжки.

Следовательно, в зависимости от типоразмера затяжки, принимается шаг установки крепи $C = 1,0$ м.

Рекомендуемые параметры анкерной крепи конвейерного штрека для кровли:

- тип анкера – АСП;
- диаметр анкера – 20 мм;
- тип опорного элемента основной крепи – ПМШ8-4,5+1(шайба);
- длина анкеров основной крепи – 2,4 м;
- количество анкеров основной крепи в ряду – 6 шт.;
- тип ампул – АП-У-470 (АКЦ-470-М);
- количество ампул в шпуре – 1 шт.;
- шаг установки анкеров основной крепи – 1,0 м;
- тип стоек усиления, устанавливаемых в зоне влияния очистного забоя – деревянная;
- шаг установки стоек усиления – 1,0 м;
- тип решетчатой затяжки – ЗР.
- для боков:
- тип анкера – ШК-1М;
- длина анкеров – 1,6 м;
- количество анкеров в каждом из боков – 2 шт.;
- шаг установки крепи – 1,0 м;
- тип опорного элемента – металлическая шайба 300х300 мм или баклуша;
- тип решетчатой затяжки – ЗР.

Как следует из сравнения полученных результатов расчёта по двум методикам основные параметры анкерной крепи отличаются несущественно. То есть обе методики не обеспечивают устойчивость подготовительных выработок в аномальных зонах, что подтверждается на практике. До сих пор в аномальных зонах устанавливается рамная или комбинированная крепь, что приводит к существенным производственным затратам. Поэтому с участием авторов разрабатывается новый вариант методики расчёта параметров анкерной крепи для применения её в широком диапазоне горно-геологических и горнотехнических условий.

Литература

1. Инструкция по расчету и применению анкерной крепи на угольных шахтах России. – СПб.: ВНИМИ, 2000. – 70с.

2. Типовые материалы для проектирования 3950 - 139.95. – Харьков: ШахтНИУИ, 1995.

УДК 622.268.13

**МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ШАХТНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ
СМЕЩЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ЭЛЕМЕНТОВ КРЕПИ
В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ**

Волошин В.А., Петров А.А., Васильев П.В.

ОАО «ОУК «Южскузбассуголь»

***НО «Фонд содействия координационному совету
по развитию угольной промышленности, охране труда,
промышленной и экологической безопасности в Кемеровской области»***

Целью шахтных исследований геомеханических процессов в окрестности пластовых выработок является изучение влияния аномальных зон, характеризующихся интенсивной природной и техногенной трещиноватостью горных пород на устойчивость подготовительных выработок в сравнении с базовыми участками выработок, находящимися вне указанных неблагоприятных зон. Критерием определения интенсивности горного давления на базовых участках и в аномальных зонах являются смещения горных пород на контуре пластовых выработок и деформации элементов крепи.

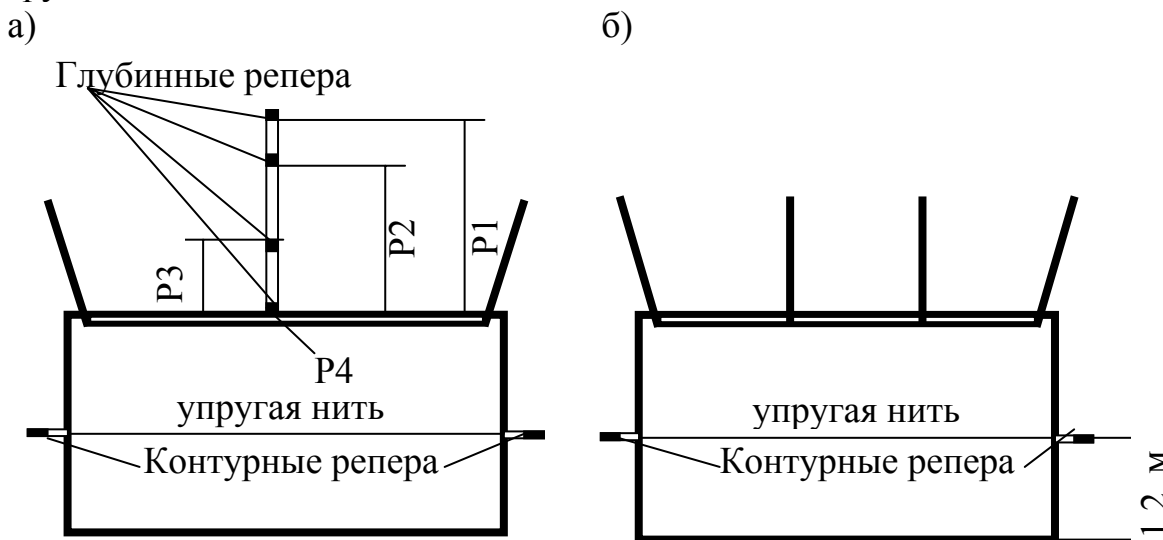
Установлено, что в зонах геологических нарушений и повышенного горного давления наблюдается активное развитие существующих и образование новых систем трещиноватости. Появление трещин скола, сдвига т.п. приводит к снижению прочности вмещающих пород и потере устойчивости пластовых выработок. Образование трещин отжима и переход вмещающих пород в запредельное состояние вызывает смещения пород кровли и боков, деформации элементов крепи пластовых выработок, что требует проведения дополнительных работ по усилению крепи и проведению профилактических мероприятий. Незапланированное возведение крепи усиления и замена деформированных элементов существенно снижает темпы проведения выработок и требует проведения непрерывного контроля, особенно в аномальных зонах с интенсивной природной и техногенной трещиноватостью.

Шахтные исследования геомеханических процессов в углепородном массиве в аномальных зонах вне и в зоне влияния очистных работ проводятся на наблюдательных участках, оборудованными замерными станциями в соответствии с разработанной методикой шахтных наблюдений. Результаты шахтных исследований смещений горных пород и деформаций элементов крепи в зонах геологических нарушений и повышенного горного давления сравнивались с результатами на базовых участках пластовых выработок.

Инструментальные исследования и визуальные наблюдения геомеханических процессов в зонах геологических нарушений и повышенного горного

давления проводятся на специально оборудованных наблюдательных участках. По горно-геологическим прогнозам с момента проведения осуществляется выбор участков выработок, на которых, согласно разработанной методике шахтных исследований, устанавливаются замерные станции для определения смещений горных пород и деформаций элементов крепи. Оборудование замерных станций и контроль смещений вмещающих пород и деформаций элементов крепи осуществлялись с момента проведения до погашения выработки.

Для контроля смещений горных пород и угля в кровле и боках выработки оборудовались контурные и глубинные замерные станции (рисунок 1). Контурные замерные станции состояли из двух металлических «реперов-штырей» длиной 400-500 мм, устанавливаемых попарно в бока (на высоте 1,2 м от почвы) и кровлю выработки (рисунок 1, а). Глубина заложения контурных реперов в боках выработок – 0,4 м, в кровлю – 0,3 м. Для снятия замеров на замерных станциях, установленных в кровлю выработки, натягивалась съемная металлическая струна, закрепляемая на установленных боковых реперах. После снятия замеров струна убиралась. Определение конвергенции боков выработок проводилось по смещениям контурных реперов при помощи рулетки.



- Р1 – контрольный репер на глубине не менее ширины выработки;
- Р2 – репер на глубине на 0,2 м выше зоны анкерования;
- Р3 – репер на глубине 1,2 – 1,4 м;
- Р4 – контурный репер на глубине 0,3 м

Рисунок 1 - Схема установки реперных станций на наблюдательных участках: а) глубинная реперная станция; б) контурная реперная станция

Глубинные замерные станции оборудовались в кровле выработки в промежутках между рамами крепи (рисунок 1, б). Саморасклинивающиеся «репера-ерши» устанавливались в вертикальных глубинных шпурах диаметром 40-43 мм: на дне шпура глубиной не менее ширины выработки (контрольный

репер); на проектируемой глубине анкерования; на глубине 1,2-1,3 м от устья шпура; на глубине 0,3 м от устья шпура (контурный репер).

К глубинным реперам для контроля их положения прикреплялись проволоочные тяги диаметром 2 мм, выводимые в выработку на устье шпура. Каждая проволоочная тяга была помечена указательной биркой. Расслоение слоев кровли определялось по смещениям реперов относительно контрольного репера, установленного на дне шпура при помощи измерительной линейки. Результаты шахтных исследований смещений пород кровли и конвергенций боков выработок на наблюдательных станциях приведены и обсуждаются в следующих разделах настоящей работы.

Для определения давления горных пород на крепь на наблюдательных участках выработок вне и в зонах геологических нарушений и повышенного горного давления проводились инструментальные и визуальные наблюдения за деформациями элементов крепи (рисунок 2).

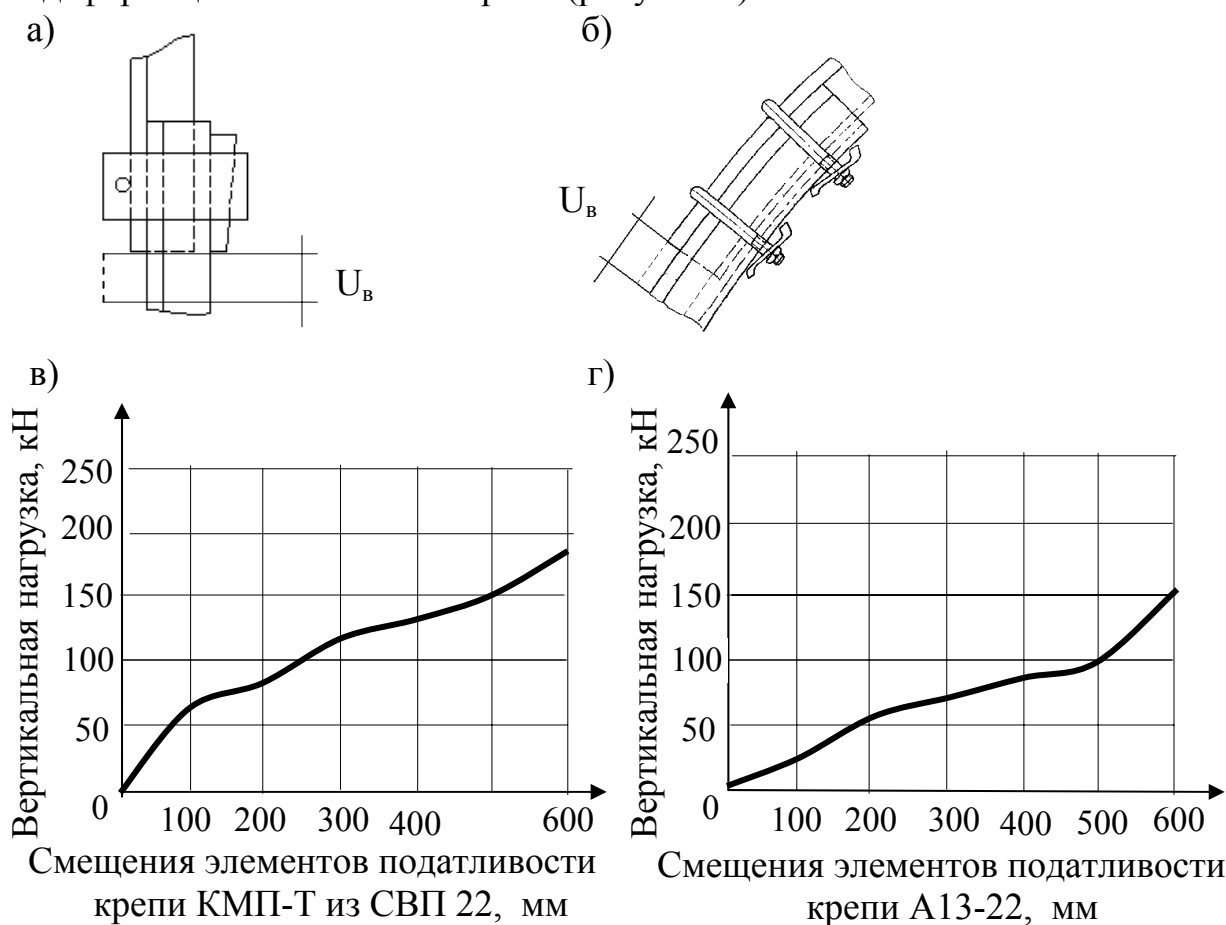


Рисунок 2 - Схема оборудования замерных станций для определения смещений рамной крепи в податливых элементах: а) трапецевидной крепи; б) арочной крепи; графики смещений металлической рамной крепи в элементах податливости в зависимости от приложенной нагрузки: в) крепи КМП-Т из СВП 22; г) крепи А13-22

Контроль смещений стоек металлической податливой трапецевидной и арочной крепи на выбранных наблюдательных участках осуществлялся на

оборудованных замерных станциях, определяющих смещения (проскальзывания) в элементах податливости (рисунок 2, а, б).

Интенсивность нагрузки на крепь со стороны массива горных пород вне и в зонах геологических нарушений и повышенного горного давления определялась по величине смещений в податливых элементах рамной крепи по тарифовочным графикам «нагрузка–смещения элементов в замках» (рисунок 2, в, г).

Для контроля нагрузки со стороны вмещающих пород на элементы анкерной крепи применялись демпфирующие податливые элементы (ДПЭ), изготовленные из пластичного прорезиненного материала (рисунок 3, а).

Тарировка одной из пар демпфирующих податливых элементов проводилась для определения соотношения величины сжатия с приложенной нагрузкой в шахтных условиях прибором ПКА-3 конструкции КузНИУИ непосредственно на выбранном наблюдательном участке. Тарировочный график пары демпфирующих податливых элементов приведен на рисунке 3,б.

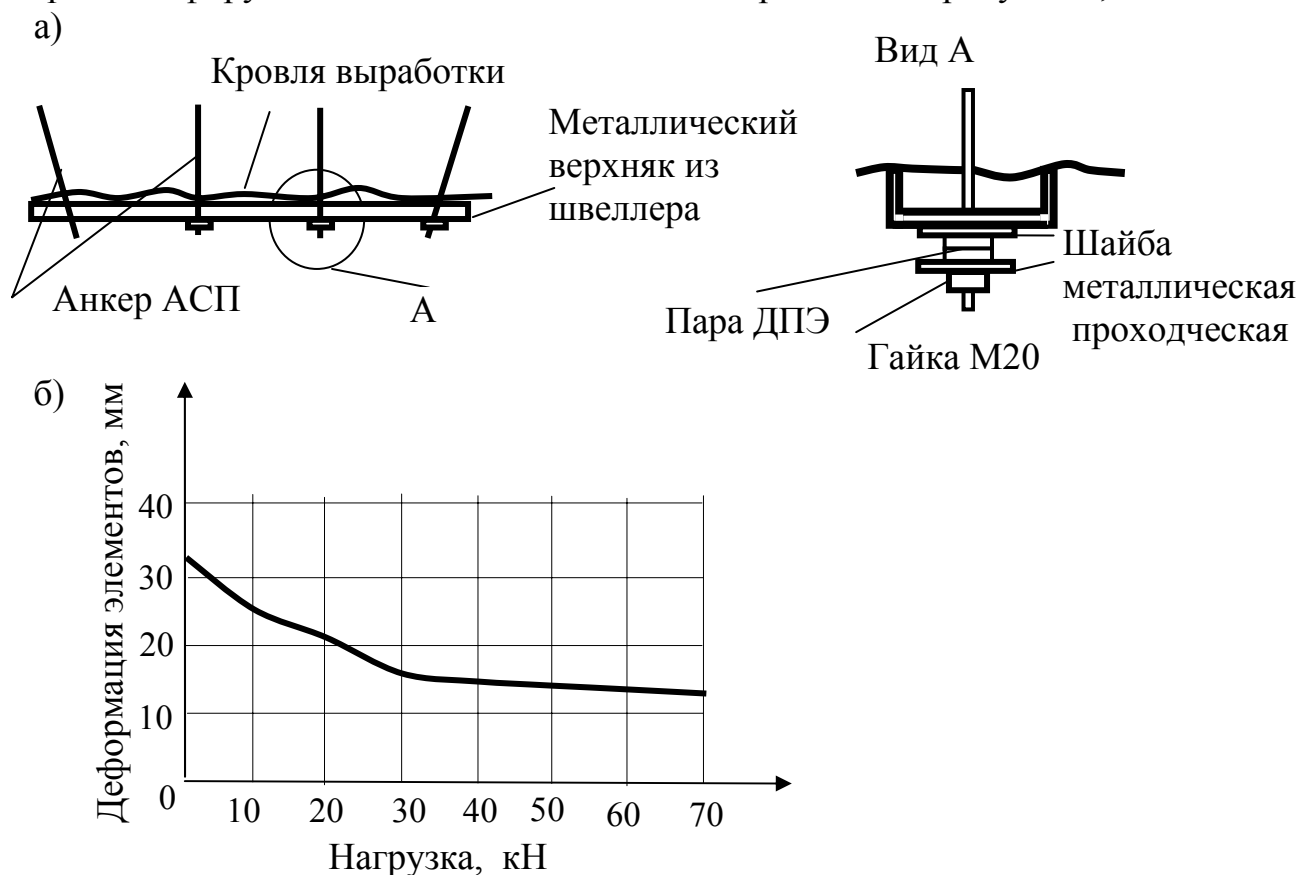


Рисунок 3 - Схема оборудования замерной станции для определения нагрузок на элементы анкерной крепи со стороны пород кровли: а) схема установки демпфирующих податливых элементов ДПЭ; б) тарифовочный график пары ДПЭ

Кроме того, при оборудовании замерной станции пара ДПЭ устанавливалась между опорной шайбой и гайкой на трех-четырех анкерах по сечению кровли выработки (на центральных и боковых анкерах). При помощи замерной линейки определялось начальное сжатие пары демпфирующих элемен-

тов. В ходе наблюдений производились замеры деформаций податливых элементов, определялась величина горного давления со стороны кровли выработки на элементы анкерной крепи.

Определение нагрузок на подхваты анкерной крепи осуществлялось на оборудованных замерных станциях, состоящих из металлической струны, закрепляемой в висках подхватов анкерной крепи (рисунок 4, а).

Металлические виски устанавливались в предварительно сделанные пропилы глубиной 1-2 мм. Нагрузка на металлическую трапецевидную крепь определялась на наблюдательных участках по деформациям верхняков на оборудованных замерных станциях. При установке рамной крепи на верхняках делались «пропилы» глубиной 2-3 мм, в которые устанавливались виски с металлической струной, для замера деформаций. Конструкция замерных станций для определения деформаций верхняков рамной трапецевидной крепи показана на рисунке 4, б.

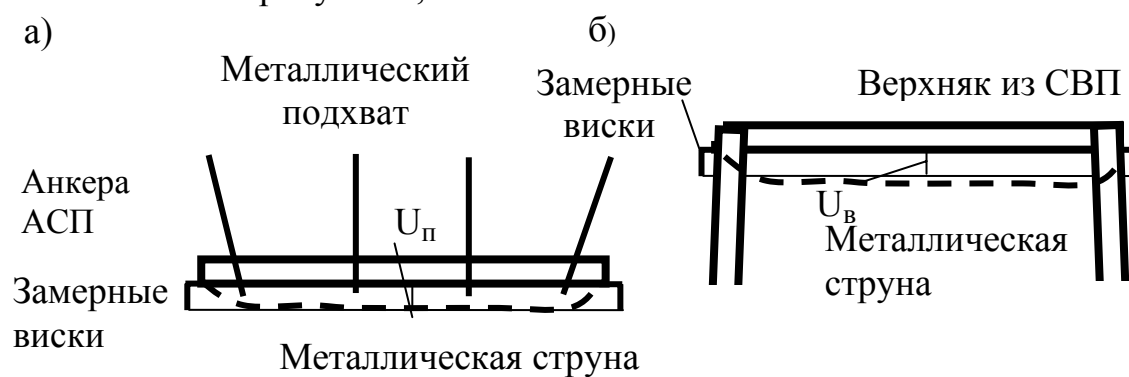


Рисунок 4 - Схема оборудования замерных станций для определения давления пород кровли на элементы крепи: а) деформация подхвата из швеллера анкерной крепи АСП; б) деформация верхняка из СВП рамной крепи КМП-Т

По разработанной методике проводятся шахтные измерения смещений и деформаций горных пород и элементов крепи на всех шахтах ОАО «ОУК «Южкузбассуголь». Результаты мониторинга используются для прогноза устойчивости пород в выработках и разработки мероприятий по усилению крепи в опасных зонах.

УДК 622.274.45

ПРОГНОЗ РАЗВИТИЯ КРУПНОГО ОПОЛЗНЯ АВТООТВАЛА

Матвеев А. В.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

В 50 – 55 км к востоку от крупнейших промышленных центров Кузбасса – городов Новокузнецка, Киселевска, Прокопьевска, на Ерунаковском каменноугольном месторождении, осуществляет свою производственную дея-

тельность филиал УК «Кузбассразрезуголь» «Ерунаковский угольный разрез» с использованием современных технологий и технических средств. Тем не менее, 4 апреля 2006 г. произошел оползень на автоотвале №4, повлекший за собой снижение производственных показателей на длительный период времени.

В геологическом отношении месторождение сложено породами четвертичного и пермского возраста. По стратиграфическому делению отложения относятся к тайлуганской свите Ерунаковской подсерии Кольчугинской серии. Общая мощность вскрыши в пределах горного отвода достигает 190 м. Четвертичные отложения представлены суглинками, глинами и галечниками. Суглинки залегают в верхней части разреза и представлены бурыми, буровато-желтыми разностями, иногда с карбонатными включениями.

Признаки оползневых явлений в теле автоотвала (блок № 4, профиль - 10 ÷ -11) были обнаружены маркшейдерско-геологической службой предприятия 1 апреля 2006г. Ширина заколов и трещин составляла до 0,5 м, ширина зоны заколов 80м, протяженность до 100 м. Азимут простирания составил около $122^0 \div 155^0$. Опасная зона была поставлена на учет, организованы инструментальные маркшейдерские наблюдения.

Возникший оползень интенсивно развивался. На основе анализа результатов маркшейдерских наблюдений установлено, что отдельные участки оползня смещались с различной по величине, но практически с постоянной скоростью. В начальный период наблюдений происходило возрастание скорости смещения оползня. В течение первых суток скорость смещения достигала 150 - 400 мм.

Активно смещающийся оползень создал угрозу для безопасности производства работ на отвале, сохранности автодорог и других расположенных ниже объектов: опор ЛЭП – 6 кВ, водоотлива №4. Над забойной автодорогой образовался нависающий вал выпирания высотой более 2 м. Возникла необходимость временной консервации части готового к выемке угля.

На вторые сутки оползень был полностью оконтурен трещиной отрыва, оседание достигло 10 м. Поверхность площадок ярусов отвала оказалась разрыхленной и покрытой трещинами, впадинами и провалами; отвал превратился в аккумулятор атмосферных осадков, что дополнительно ухудшило механические характеристики отвальной смеси и способствовало активации смещения оползня.

На основе анализа внешних признаков оползня и результатов инструментальных наблюдений за деформациями отвала было установлено, что смещение происходит по поверхности лога, на котором он был отсыпан. Генеральное направление смещения оползающей отвальной массы совпадало с направлением падения склона.

Четвертого апреля по установившемуся ранее заколу произошло окончательное обрушение породы. Параметры на конец формирования составили: объем около 130 тыс.м³, ширина от 20 до 85 м, протяженность до 200 м, глу-

признаков деформаций необходима организация проведения маркшейдерских наблюдений на деформирующихся участках.

К числу задач геомеханического контроля исследованного отвального массива, по мнению автора, необходимо отнести: установление соответствия реальных условий отвалообразования проектным; определение свойств пород сооружения и его основания; сравнение фактических расчетных показателей свойств с проектными и внесение необходимых поправок в проектные решения; оценка устойчивости отвалов в любой момент времени; контроль за выполнением проектных мероприятий по обеспечению устойчивости и при необходимости назначение дополнительных мероприятий [2].

С учетом анализа оползневых явлений на отвалах и рассмотренного частного случая для предотвращения оползней можно рекомендовать следующие мероприятия:

- при формировании отвала, результирующий угол должен быть не более 23° ;
- с целью исключения подпитки отвала подземными и поверхностными водами на нижнем горизонте необходимо размещение водоотливной установки;
- отсыпку основания следует вести скальными породами слоями высотой 2 м, с уплотнением каждого слоя толщиной 1 м груженными автосамосвалами;
- отсыпку первого яруса отвала на косогорах производить только скальными породами на сухое основание с выполнением мер по его осушению, высота яруса не должна превышать 30 м;
- при складировании рыхлых отложений на отвале разгрузку автосамосвалов вести по всему периметру рабочей зоны;
- разгрузка автосамосвалов разрешается только за призмой возможного обрушения породы;
- при появлении признаков оползневых явлений работы по отвалообразованию следует прекратить, горнотранспортное оборудование и обслуживающий персонал должны быть выведены в безопасное место.

Литература

1. Мочалов Ф.М., Макаров Б.Л., Пустовойтова Т.К. Прогноз развития крупного оползня внешнего отвала скальных пород карьера «Медвежий ручей» // Горный журнал. – 2004. – № 12. – С. 60 - 64.
2. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ: учебник для вузов / А.М.Гальперин – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. – 473 с.

*Работа выполнена по тематическому плану НИР ГОУ ВПО СибГИУ по заданию Минобразования РФ:
«Разработка теории миграции флюидов в неоднородном массиве под влиянием переменных механических напряжений и температуры» № ГР 01200409401.*

О ПРИЧИНАХ И ОСНОВНЫХ ФАКТОРАХ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ОПОЛЗНЕВЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ОТКОСОВ ЕСТЕСТВЕННЫХ СКЛОНОВ В УСЛОВИЯХ ЕРУНАКОВСКОГО УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУЗБАССА

Матвеев А. В.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Основной целью исследования является установление причин возникновения оползневых деформаций откосов естественных склонов в рассматриваемом районе, характера этих деформаций, а также определяющих факторов, оказавших влияние на возникновение деформаций. После установления основных факторов, оказавших влияние на возникновение деформаций на рассматриваемом участке, будут разработаны рекомендации по повышению устойчивости откосов склонов.

Данная работа составлена на основе сбора, систематизации и анализа следующих ниже перечисленных данных, материалов и документов.

1. Результаты натурного обследования участков поверхности в районах оползневых деформаций откосов бортов и повлекших нарушение технологических процессов на предприятии.

2. Маркшейдерской документации, представленной для обработки и анализа:

- обзорного плана поверхности участков (объектов), прилегающих к участкам возникших деформаций откосов;
- планов поверхности до возникновения деформаций откосов и к моменту проведения натурных обследований;
- планов расположения реперов и других пунктов маркшейдерских наблюдательных станций;
- результатов маркшейдерских наблюдений.

3. Результаты инженерно-геологических изысканий.

4. Многолетних визуальных и инструментальных наблюдений за деформациями бортов, откосов уступов и естественных склонов в различных горно-геологических условиях маркшейдерско-геологической службой предприятия.

5. Выполненных расчетов устойчивости подверженных деформациям откосов рассматриваемых склонов.

Причиной возникновения оползневых деформаций откосов естественных склонов в данном районе явилось несоответствие прочностных характеристик, слагающих склоны пород, их параметрам (углам откоса и высотам). Для установления возможных факторов, повлиявших на возникновение деформаций, рассмотрим классификацию всех известных факторов [1,2,3], определяющих устойчивость откосов.

Анализируя перечень факторов, установлено, что определяющими факторами, оказавшими влияние на возникновение деформаций естественных склонов в данном районе, явились:

- весьма сложный рельеф местности со значительными перепадами высот и углов откосов;
- высокая влажность рыхлых четвертичных отложений, возникшая от выпадения большого количества атмосферных осадков.

Рельеф участка относится к увалисто-долинной зоне, характеризующейся широкими заболоченными долинами и крупными увалами со сглаженными вершинами и расчлененными склонами. Наиболее высокие отметки поверхности (+360 м) приурочены к водораздельным частям, наиболее низкие (+300 м) отмечаются в долине в тальвеге логов. Относительное превышение отметок поверхности рельефа в районе возникших деформаций составляет 40 м.

Подверженные оползням породы представлены преимущественно лесовидными суглинками и глинами. Суглинки слагают верхнюю часть четвертичной толщи. По цвету – бурые и буровато-серые. Ниже суглинков залегают глины. Макроскопически они представлены бурыми, светло-коричневыми и синевато-серыми разностями, способными к набуханию, и, следовательно, снижению прочностных характеристик. Глины в естественном состоянии плотные, вязкие. Разуплотнение этих глин при значительном увлажнении резко снижает их прочностные характеристики, особенно угол внутреннего трения.

Характер изменения угла внутреннего трения φ от изменения (увеличения или уменьшения) влажности глинистых пород W , полученный на основании многочисленных лабораторных испытаний пород глинистого состава, в условиях месторождений Кузбасса, аналогичных рассматриваемым здесь, приведен на рисунке 1.

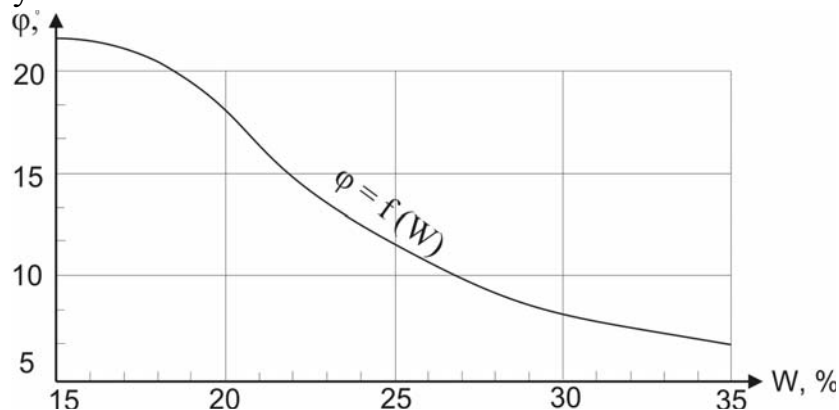


Рисунок 1 - График зависимости угла внутреннего трения φ пород глинистого состава от их влажности W [2]

Как видно из рисунка, даже незначительное повышение естественной влажности глинистых пород, особенно в интервале увеличения влажности в пределах 25-35%, резко уменьшает угол внутреннего трения, следовательно и общую прочность этих пород. Влажность подверженных деформациям пород

составляла не менее 35%. Значительному повышению влажности пород способствовало обильное выпадение атмосферных осадков при отсутствии надлежащего дренажа. В результате этого в верхней части деформированных откосов, а также на других участках склонов образовалось скопление воды в виде водоемов, которые значительно способствовали повышению влажности пород вплоть до их полного насыщения.

Согласно графика, при влажности оползающих пород менее 35% угол внутреннего трения будет составлять не более 7° , а при естественной влажности до 22% – 16° и более. С учетом коэффициента длительной прочности [1-3], равного 0,7, прочностные характеристики на сдвиг будут равны: угол внутреннего трения $\varphi = 4,2^\circ$, сцепление 0,025 МПа.

Наибольшее представление о характере происходящих деформаций можно получить по маркшейдерским инструментальным наблюдениям, выполненным в активную и затухающую стадии деформаций. Углы падения полных векторов смещений в основном пологие и близки к углам падения откосов склонов, что указывает на подвижки приповерхностной толщи пород, т.е. рыхлых четвертичных отложений небольшой мощности. Однако отдельные векторы смещений имеют крутые углы падения, что указывает на подвижки толщи пород более значительной мощности, а поверхность скольжения в этом случае проходит на глубине, в том числе по поверхностям ослаблений.

Из вышеизложенного следует, что устойчивость откосов естественных склонов зависит от влажности слагающей их толщи пород, представленных рыхлыми четвертичными отложениями, а также от их параметров (высоты и угла падения). Поэтому для прогноза возможных деформаций на других участках необходимо получить обеспечивающие устойчивость параметры откосов склонов при различной влажности слагающих их пород (таблица 1).

Таблица 1 - Параметры откосов естественных склонов, обеспечивающие устойчивость при различной влажности слагающих пород

Влажность пород $W, \%$	Устойчивые углы откосов α° при различной высоте склонов, м						
	10	15	20	25	30	35	40
35	25	17	13	10	8	8	7
25	40	24	16	13	11	10	9
18	>40	34	27	23	21	19	18

Сравнение полученного (устойчивого) угла с фактическим даст возможность прогнозировать устойчивость данного откоса.

Установлено, что подвергающиеся оползневым деформациям откосы значительно обводнены. Поэтому основным противооползевым мероприятием является снижение влажности пород на деформированных участках, предотвращение дальнейшего поступления атмосферных осадков по образовавшимся трещинам. Для чего необходимо образовавшиеся трещины заглаживать, например бульдозером, а на склонах производить нарезку террас.

Литература

1. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. / Г.Л. Фисенко – М., Недра, 1965 – 378 с.
2. Методическое пособие по изучению инженерно-геологических условий угольных месторождений, подлежащих разработке открытым способом. ВНИМИ, Л.: Недра, 1986.-114с.
3. Методические указания по определению углов наклона бортов, откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. ВНИМИ, Л.: 1972.-165с.

*Работа выполнена по тематическому плану НИР ГОУВПО СибГИУ по заданию Минобразования РФ:
«Разработка теории миграции флюидов в неоднородном массиве под влиянием переменных механических напряжений и температуры» № ГР 01200409401*

УДК 622.271.45

РАЗВИТИЕ ОПОЛЗНЕВЫХ ПРОЦЕССОВ В РАБОЧЕМ БОРТУ ЕРУНАКОВСКОГО УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА

Матвеев А. В.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Признаки формирования оползня в рабочем борту Ерунаковского угольного разреза (Блок № 5, профиль -18+75 ÷ -19+75) были обнаружены маркшейдерско-геологической службой предприятия 02.02.2006 года. Ширина закола составляла около 17 см, протяженность порядка 100 м, определение глубины трещины на данном этапе не представлялось возможным. Опасная зона была поставлена на учет, организованы инструментальные маркшейдерские наблюдения.

Возникший оползень интенсивно развивался. На основе анализа результатов маркшейдерских наблюдений и наземной стереофотограмметрической съемки было установлено, что отдельные участки оползня смещались с различной по величине, но практически постоянной скоростью. В начальный период наблюдений, до середины февраля, наблюдалось возрастание скорости смещения оползня. В конце февраля и начале марта скорости смещения достигали 90-150 мм/сут.

Активно смещающийся оползень создал угрозу для безопасности ведения горных работ и расположенных вблизи коммуникаций. Возникла необходимость переноса трассы забойной автодороги и зумпфа водоотлива на новое место.

К 20.02.2006 оползень был полностью оконтурен трещиной отрыва, оседание верхней бровки достигло 7 м. Поверхность оказалась разрыхленной и покрытой трещинами, впадинами и провалами; участок превратился в аккумулятор атмосферных осадков, что дополнительно ухудшило механические

характеристики породной смеси и способствовало активации смещения оползня.

К концу марта по установившемуся ранее заколу произошло окончательное смещение и стабилизация массива породы. Параметры на конец формирования составили: объем 30 тыс.м³, ширина 10 м, протяженность 100 м, глубина 42 м, азимут линии падения 310⁰, простирания- 220⁰.

Оценка развития, анализ результатов наблюдений и наземной съемки за период с 02.02.2006 по 20.03.2006 показал, что оползень смещался по сформированной поверхности скольжения и прошел наиболее опасную стадию своего развития, приуроченную к периоду разрушения пород в зоне поверхности скольжения и постепенного уменьшения сопротивления пород сдвигу на поверхности скольжения до значений остаточной прочности. Смещение оползня на более пологую часть склона одновременно со снижением механических характеристик породной смеси и контакта массив пород – подошва оползня, привело к положительному изменению баланса сил в пользу повышения устойчивости. Скорости смещения в данном случае зависели от того, какой из процессов оказывал преобладающее влияние на изменение баланса сдвигающих и удерживающих сил, действующих на поверхности скольжения оползня.

Таким образом, если в процессе ведения горных работ вести систематические визуальные наблюдения за устойчивостью бортов (уступов), а в случае появления признаков деформаций - маркшейдерские наблюдения на деформирующихся участках, то можно исключить опасные влияния оползня на инфраструктуру разреза.

При появлении трещин в приоткосной зоне должна быть определена причина их появления. Характерной особенностью развития опасных оползневых явлений в рабочем борту, является наличие диагональных трещин или слоистости пород, выходящих к верхней бровке и на откос уступа.

С учетом анализа оползневых явлений в бортах карьера и рассмотренного частного случая, для предотвращения деформаций, можно рекомендовать профилактические мероприятия, обеспечивающие снижение вероятности аварий и инцидентов [1,2].

Ликвидация на верхней площадке уступа в полосе шириной не менее 100 м всех впадин, в которых могут скапливаться дождевые и талые воды. Для этого необходимо проводить планировку площадок уступов так, чтобы обеспечить сток атмосферных вод, следить за тем, чтобы не происходило скопление воды на площадках, и создавался необходимый уклон для стока ее в водосборники.

Ведение геологической документации забоев, отмечая элементы залегания контактов слоев, трещин, тектонических нарушений, падающих в сторону откоса уступа, и регулярно вносить соответствующие коррективы в углы откосов этих уступов.

Проведение оборки откоса уступа экскаватором в процессе выемки породы для предотвращения отдельных вывалов и мелких осыпей.

Организация на высоких уступах инструментальных наблюдений за состоянием откосов; в случае обнаружения признаков сдвижения пород прекращение работ и вывод персонала и горного оборудования за пределы опасной зоны.

В процессе нарезки и отработки заходки, геологической и маркшейдерской службе разреза необходимо предварительно выявлять зоны геологических нарушений и действия других факторов, снижающих устойчивость откоса уступа и принимать меры к уменьшению угла откоса в этом районе работ.

Литература

1. Мочалов Ф.М., Макаров Б.Л., Пустовойтова Т.К. Прогноз развития крупного оползня внешнего отвала скальных пород карьера «Медвежий ручей» // Горный журнал. – 2004. – № 12. – С. 60 - 64.

2. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ: учебник для вузов / А.М.Гальперин – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. – 473 с.

Работа выполнена по тематическому плану НИР СибГИУ по заданию Минобразования РФ: «Разработка теории миграции флюидов в неоднородном массиве под влиянием переменных механических напряжений и температуры» № ГР 01200409401.

УДК 622.843:622.235

ОЦЕНКА СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКОСЫ УСТУПОВ РАЗРЕЗА

Матвеев А. В.

**ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк**

«Ерунаковский угольный разрез» осуществляет свою производственную деятельность согласно «Проекту корректировки горно–транспортной части проекта строительства разреза с увеличением мощности до 2,6 млн. тонн» (Гипроуголь, Новосибирск, 2001г.).

Горный массив карьерного поля представлен, в основном, алевролитами (60%), песчаниками (24%), углем (12%) и аргиллитами (4%), имеющими слоистую структуру. Углы падения слоев горных пород изменяются от 5° до 14°, с глубиной происходит их выполаживание до 2°. Глубина выработок до 90 метров. Породы пронизаны системами трещин различного направления с углами падения как внутрь карьера, так и наружу, распространенными в среднем на глубину до 90–100м на водоразделах и до 70–80м – в понижениях рельефа местности.

Организация горных работ должна обеспечить достижение проектной величины коэффициента запаса устойчивости откосов – основного критерия безопасности открытых разработок.

В процессе разработки призма возможного обрушения в рабочем борту смещается вглубь массива, изменяя тем самым условия устойчивости откоса. Структурно-механические особенности массива горных пород – нарушение залегания пластов, слоистость, различие физико-механических свойств пород, слагающих разрабатываемый горно-геологический ярус, оказывают значительное влияние на условия устойчивости откоса в ходе ведения горных работ.

Таким образом, геологическая структура пород прибортового массива карьера обуславливает необходимость минимизации сейсмического воздействия массовых взрывов на откосы уступов, поскольку это является основным фактором обеспечения безопасных условий работы под высокими уступами персонала предприятия и горно-транспортного оборудования.

Снижение влияния деформационных процессов направлено на поддержание во времени заданной интенсивности деформирования откосов с применением специальных способов заоткоски уступов и упрочнения пород, а также регулированием мощности массовых взрывов.

Первоначально производится бурение и взрывание ряда предварительного щелеобразования с равномерным распределением скважин по контуру, взрывание производится через скважину. С целью защиты от воздействия взрыва угольного пласта контрольные скважины заглубляются до кровли, для подтверждения геологического строения массива, с последующей подсыпкой на 1,5 метра породой, а отбойка ведется поперечными или диагональными рядами с использованием щели в качестве дополнительной поверхности обнажения. Глубина скважин уменьшается по мере приближения к верхней бровке уступа, при этом перебуры скважин, попадающих в зону кровли пласта, исключены. В результате выработка приобретает проектную ширину и сохраняет её во времени, [1].

По литературным источникам [3] обрушения откосов уступов от воздействия массовых взрывов возможны при скорости сейсмических колебаний более 50 см/с. Такие скорости наблюдаются на расстоянии до 50 метров от взрыва. Следовательно, существует опасность вывалов в местах расположения пород с падением трещин внутрь выработки.

Для существующих коэффициентов сейсмичности и слагающих прибортовой массив пород можно рассчитать предельное значение массы детонируемых одновременно взрывчатых веществ, при котором воздействие на откос уступа не будет иметь катастрофических последствий. Так для пород с коэффициентом крепости по Протодяконову 5–7 (алевролит среднезернистый (40%), песчаник крупноблочный (60%)), при коэффициенте сейсмичности $K=500$, ограниченная суммарная масса взрывааемых одновременно зарядов должна быть ограничена 6890 кг.

Изучение деформаций горных пород от сейсмического действия взрывов позволяет считать следующие параметры критериями качественной отстройки откоса: абсолютные смещения законтурного массива не более 3 мм; ско-

рость колебаний пород – не выше 24 см/с; отсутствие заколов; получение поверхности со степенью неровности в пределах 15 – 20 см [2].

Литература

3. Совмен В.К., Эквист Б.В., Вартанов В.Г. Оценка сейсмического воздействия массовых взрывов на откосы уступов карьера // Горный журнал. – 2004. – № 3. – С. 61 - 63.

4. Гальперин А.М. Геомеханика открытых горных работ: учебник для вузов / А.М.Гальперин – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2003. – 473 с.

5. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах / В.Н. Мосинец – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2001. – 385 с.

УДК 622.83:519.876.5

АНАЛИЗ И ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ

Павлова Л.Д., Корнев Е.С.

*ГОУ ВПО «Сибирский государственный индустриальный университет»
г. Новокузнецк*

Численные методы применяются для решения задач механики сплошной среды и, в первую очередь, задач теории упругости, строгое решение которых встречает серьезные математические трудности. Существующие аналитические решения позволяют рассмотреть лишь наиболее элементарные расчетные схемы.

Специфике исследования процесса разрушения горных пород при проведении горной выработки в большей степени соответствуют численные методы, такие как метод конечных разностей (МКР), метод граничных элементов (МГЭ), метод конечных элементов (МКЭ).

Сущность *метода конечных разностей* состоит в замене частных производных разностями, выбранными соответствующим образом. При этом получается система линейных уравнений, которая имеет ленточную симметричную трехдиагональную матрицу. Этот метод прост в реализации, легко адаптируется к различным типам обыкновенных дифференциальных уравнений и уравнений в частных производных, включая нелинейные уравнения. Он позволяет анализировать напряженно-деформированное состояние (НДС) породного массива при сложных нагружениях.

Однако использование МКР ограничивается сложностью наложения регулярной сетки на область интегрирования. Трудности применения метода

возникают при составлении конечно-разностных соотношений в многосвязных областях при произвольном расположении аппроксимирующих узлов. Кроме того, не представляется возможным адаптация этого метода к анизотропным массивам.

Метод граничных элементов - это один из эффективных методов решения объемных задач теории упругости. МГЭ базируется на понятии фундаментального решения краевой задачи, которое соответствует функции источника, заданной в виде дельта-функции Дирака [1]. В этом случае конечные элементы используются для аппроксимации границы области, а аппарат классических интегральных уравнений применяется для внутренней области. Точность решения задач методом граничных элементов выше, чем традиционными конечно-разностными методами. Кроме того, этот метод позволяет снизить размерность решаемой задачи на единицу, что приводит к решению системы линейных алгебраических уравнений меньшего порядка.

МГЭ позволяет проводить анализ НДС в телах сложной геометрической формы, но его возможности ограничиваются простой реологией деформирования материала (в основном упругостью). С другой стороны, матрица системы, получаемая в методе граничных элементов, является полностью заполненной, что весьма неудобно при решении системы уравнений с большим числом уравнений. При решении МГЭ упругопластических задач вычисления становятся очень громоздкими и преимущества метода практически полностью исчезают. МГЭ практически не позволяет проводить моделирование для неоднородных сред.

Наиболее широкое распространение в горной геомеханике получил **метод конечных элементов**. Этот метод позволяет отразить в расчетах исходное напряженное состояние породных массивов и их структурные особенности (слоистость, неоднородность, наличие слабых межслоевых контактов, гипсометрию напластования, анизотропию, трещиноватость массива), а также механические процессы, происходящие в углепородном массиве при техногенном воздействии на него (выемка угольных пластов, проходка подготовительных выработок, проведение профилактических мероприятий), приводят к потере сплошности, образованию породных блоков, локальным разрушениям и т.д.).

С помощью МКЭ можно прогнозировать результаты взаимодействия неоднородного углепородного массива и технологии ведения горных работ. Также достоинством МКЭ является возможность моделирования взаимодействия породных массивов и горных выработок сложной геометрической конфигурации как единой технологической системы с интерпретацией напряжений и деформаций и прогнозом опасных по геомеханическим условиям зон.

Развитие метода конечных элементов и его применение к задачам механики деформируемых тел началось с появлением ЭВМ, хотя сама идея моделирования сплошной среды ансамблем дискретных элементов возникла еще в XIX веке. Математические основы метода впервые были сформулированы Р. Курантом в 1943 г. В настоящее время МКЭ, в силу своей общности и высо-

кой степени формализации, стал наиболее часто используемым инструментом при решении разнообразных задач механики.

В разработку теоретических основ метода и его приложений внесли большой вклад многие исследователи. Среди них можно выделить И. Альтенбаха, Дж. Аргириса, Р. Галлагера, О.К. Зенкевича, Р. Клафа, Дж. Одена, Л. Сегерлинда, Г. Стренга, М. Тернера, Д. Фикса, И. Чанга, и др.

Идея метода конечных элементов состоит в том, что искомую непрерывную величину – перемещения точек деформированного тела – аппроксимируют кусочно-непрерывным набором простейших функций, заданных над ограниченными подобластями (конечными элементами). С помощью такой процедуры интегрирование дифференциальных уравнений аналитической постановки задачи сводится к решению системы линейных уравнений. Количественные значения неизвестной величины отыскиваются в ограниченном числе узлов области, а в пределах элементов значения неизвестной функции и ее производных определяются аппроксимирующими функциями и производными от них [2-4 и др.].

Таким образом, в МКЭ рассматриваемая бесконечная область заменяется конечной, которая разбивается на конечное число элементов, при этом стыковка элементов осуществляется лишь в вершинах. Следовательно, условия равновесия и совместности деформаций соблюдаются только в общих узлах элементов. Для определения неизвестных усилий в узлах и перемещений узлов по заданным усилиям или перемещениям на границе области составляются уравнения равновесия и совместности деформаций, число которых соответствует произведению количества узлов расчетной схемы и неизвестных величин в каждом узле.

Точность получаемого решения в МКЭ зависит от размеров выделенной области, густоты сетки, формы и размеров элементов. Однако это увеличивает трудоемкость расчетов. На практике часто сетка конечных элементов разбивается неравномерно, она сгущается в областях, где требуется более высокая точность, и ожидаются высокие градиенты напряжений.

Кроме того, МКЭ позволяет решать объемные задачи, при этом рассматриваемая область разбивается на объемные элементы. Трудоемкость таких расчетов существенно возрастает, поэтому для получения высокой точности данный метод требует больших объемов оперативной памяти и высокого быстродействия ПК. С другой стороны, получаемая в процессе решения матрица системы линейных алгебраических уравнений является разреженной матрицей ленточного типа, что существенно ускоряет процедуру решения системы уравнений и уменьшает объем требуемой оперативной памяти.

Следует также отметить, что применение МКЭ требует постоянного контроля точности, так как недостаточно густая сетка элементов или недостаточные размеры рассматриваемой области массива, по сравнению с поперечными размерами выработки, могут привести к погрешностям расчета, искажающим его результаты.

Основными трудами по решению задач прикладной теории упругости и механики горных пород с помощью МКЭ являются работы ученых Б.З. Амузина, Ж.С. Ержанова, В.Ю. Изаксона, Ю.М. Либермана, Е.М. Морозова, Л.А. Розина, В.М. Серякова, А.Б. Фадеева и др.

Процедуры МКЭ обеспечивают решение линейных задач определения НДС среды с линейно-упругой связью напряжений и деформаций. Нелинейное решение находится путем последовательных приближений, а упругое решение принимается в качестве первого приближения, которое корректируется с учетом нелинейного изменения параметров среды.

Исходя из анализа методов исследования процессов деформирования и разрушения горных пород при техногенном влиянии подземных выработок, следует отметить, что в аналитических методах, основывающихся на решении дифференциальных уравнений равновесия и совместности деформаций, требуется удовлетворение условий равновесия и сплошности материала в каждой точке деформируемого тела. Поэтому массив горных пород рассматривается, как правило, как сплошная, однородная, изотропная, линейно-упругая среда. Во многих расчетных схемах не учитывается сложная геометрия угольного пласта, вмещающих пород горных выработок, игнорируются зоны обрушенных горных пород, не рассматривается воздействие пород кровли на почву выработанного пространства.

Перспективным направлением адаптации МКЭ к конкретным условиям горного производства для оптимального управления горным давлением и обеспечения промышленной безопасности в процессе разработки угольного месторождения является решения трехмерной задачи, а также учета блочного строения и естественного неравномерного напряженного и газодинамического состояния массива горных пород. В этой связи одной из актуальных научно-практических задач является разработка алгоритма и реализация его МКЭ для прогноза параметров взаимодействующих геомеханических и газодинамических процессов в зоне влияния очистного забоя с учётом неравномерного его подвигания. Решение указанной научно-практической задачи посвящены дальнейшие исследования авторов.

Литература

1. Бреббия К. Применение метода граничных элементов в технике / К. Бреббия, С. Уокер. – М.: Мир, 1982. – 248 с.
2. Галлагер Р. Метод конечных элементов. Основы: пер. с англ. / Р. Галлагер. – М.: Мир, 1984. – 428 с.
3. Зенкевич О. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред / О. Зенкевич, И. Чанг. - М.: Недра, 1974. – 240 с.
4. Сегерлинд Л. Применение метода конечных элементов / Л. Сегерлинд. – М.: Мир, 1979. – 392 с.

СОДЕРЖАНИЕ

ПРИНЦИПЫ УПРАВЛЕНИЯ ВЗАИМОДЕЙСТВУЮЩИМИ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ И ГАЗОДИНАМИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ НА УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ	
<i>Ногих С.Р., Фрянов В.Н., Павлова Л.Д.</i>	4
АНАЛИЗ СХЕМ И МОДЕЛЕЙ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОД В ЗОНЕ СДВИЖЕНИЯ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА ПРИ ПОДЗЕМНОЙ РАЗРАБОТКЕ СВИТЫ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ	
<i>Павлова Л.Д., Фрянов В.Н., Ногих С.Р.</i>	12
ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ ПОДВИГАНИЯ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ НА ХАРАКТЕР ПРОЯВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ И ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ	
<i>Фрянов В.Н., Павлова Л.Д., Ногих С.Р.</i>	17
МОДЕЛЬ ДЕЗИНТЕГРАЦИИ УГЛЕПОРОДНОГО МАССИВА И ФОРМИРОВАНИЯ ГАЗОВОГО КОЛЛЕКТОРА В ЗОНЕ СДВИЖЕНИЯ	
<i>Фрянов В.Н., Павлова Л.Д., Ногих С.Р.</i>	21
К ВОПРОСУ ОБ ОЦЕНКЕ НЕРАВНОМЕРНОСТИ РАБОТЫ ДЛИННЫХ КОМПЛЕКСНО-МЕХАНИЗИРОВАННЫХ ЗАБОЕВ	
<i>Домрачев А.Н., Риб С.В.</i>	28
АНАЛИЗ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ОПАСНЫХ ЗОНАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ	
<i>Васильев П.В. Петров А.А.</i>	31
ОЦЕНКА ТЕОРИЙ ПРОЧНОСТИ НЕОДНОРОДНЫХ ПОРОДНЫХ ОБРАЗЦОВ С ТВЕРДЫМИ ВКЛЮЧЕНИЯМИ	
<i>Разумова Л.В., Фрянов В.Н.</i>	36
МЕТОДИКА ФОРМИРОВАНИЯ РЕЙТИНГА УГОЛЬНЫХ КОМПАНИЙ	
<i>Казанцева Г.Г.</i>	41
ОБ ЭНЕРГОПОТРЕБЛЕНИИ ТОПЛИВОДОБЫВАЮЩИХ РЕГИОНОВ	
<i>Новичихин А.В.</i>	45
АНАЛИЗ И ОБОСНОВАНИЕ АКТУАЛЬНОСТИ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ МЕТОДОВ УПРАВЛЕНИЯ ГОРНЫМ ПРОИЗВОДСТВОМ НА СОВРЕМЕННЫХ УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ	
<i>Соловьёва А.А.</i>	49
РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РЕШЕНИЙ ОТРАБОТКИ СВИТЫ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ ПОДЗЕМНЫМ СПОСОБОМ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ РАЗРЕЗА	
<i>Сенкус Вал. В., Фрянов В.Н.</i>	54
СРАВНИТЕЛЬНАЯ ОЦЕНКА МЕТОДИК РАСЧЕТА ПАРАМЕТРОВ АНКЕРНОЙ КРЕПИ	
<i>Волошин В.А., Петров А.А., Васильев П.В.</i>	60

МЕТОДИКА ПРОВЕДЕНИЯ ШАХТНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ СМЕЩЕНИЙ И ДЕФОРМАЦИЙ ЭЛЕМЕНТОВ КРЕПИ В ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТКАХ	
<i>Волошин В.А., Петров А.А., Васильев П.В.</i>	70
ПРОГНОЗ РАЗВИТИЯ КРУПНОГО ОПОЛЗНЯ АВТООТВАЛА	
<i>Матвеев А. В.</i>	74
О ПРИЧИНАХ И ОСНОВНЫХ ФАКТОРАХ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ОПОЛЗНЕВЫХ ДЕФОРМАЦИЙ ОТКОСОВ ЕСТЕСТВЕННЫХ СКЛОНОВ В УСЛОВИЯХ ЕРУНАКОВСКОГО УГОЛЬНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ КУЗБАССА	
<i>Матвеев А. В.</i>	78
РАЗВИТИЕ ОПОЛЗНЕВЫХ ПРОЦЕССОВ В РАБОЧЕМ БОРТУ ЕРУНАКОВСКОГО УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА	
<i>Матвеев А. В.</i>	81
ОЦЕНКА СЕЙСМИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ МАССОВЫХ ВЗРЫВОВ НА ОТКОСЫ УСТУПОВ РАЗРЕЗА	
<i>Матвеев А. В.</i>	83
АНАЛИЗ И ОБОСНОВАНИЕ ПРИМЕНЕНИЯ ЧИСЛЕННЫХ МЕТОДОВ ДЛЯ МОДЕЛИРОВАНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В УГЛЕПОРОДНОМ МАССИВЕ ПРИ НЕРАВНОМЕРНОМ ДВИЖЕНИИ ОЧИСТНОГО ЗАБОЯ	
<i>Павлова Л.Д., Корнев Е.С.</i>	85

Научное издание

**НЕТРАДИЦИОННЫЕ И ИНТЕНСИВНЫЕ ТЕХНОЛОГИИ
РАЗРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЙ
ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ**

Сборник научных статей

Под общей редакцией профессора В.Н. Фрянова

Компьютерная верстка Л.Д. Павловой

Подписано в печать 28.12.2007г. Формат бумаги 60x84 1/16. Бумага писчая.
Печать офсетная. Усл.печ.л. 5,08 Уч.-изд. л. 5,42 Тираж 1000 экз. Заказ 5

Сибирский государственный индустриальный университет
654007, г. Новокузнецк, ул. Кирова, 42. Издательский центр СибГИУ