

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ

**Кафедра «Строительство шахт и подземных сооружений»
Донецкого национального технического университета**



***СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ
ТЕХНОЛОГИИ СТРОИТЕЛЬСТВА***

ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

**Материалы международной научно-технической
конференции студентов, аспирантов и молодых ученых,
организованной кафедрой «Строительство шахт
и подземных сооружений» ДонНТУ**

**Посвящается 80-летию кафедры
СШ и ПС ДонНТУ**

**Выпуск
№15**

Донецк - 2009

МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ

**Кафедра «Строительство шахт и подземных сооружений»
Донецкого национального технического университета**



***СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ
ТЕХНОЛОГИИ СТРОИТЕЛЬСТВА***

ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ

**Материалы международной научно-технической
конференции студентов, аспирантов и молодых ученых,
организованной кафедрой «Строительство шахт
и подземных сооружений» ДонНТУ**

**Посвящается 80-летию кафедры
СШ и ПС ДонНТУ**

Выпуск №15

Донецк - 2009

Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. Сб. научн. трудов. Вып. 15. – Донецк: «Норд–Пресс», 2009. – ... с.

В сборнике приведены результаты научных разработок студентов, аспирантов и молодых ученых, которые представлены на международную конференцию 22-24 апреля 2009г., организованную кафедрой «Строительство шахт и подземных сооружений» Донецкого национального технического университета.

Сборник предназначен для специалистов по реконструкции и строительству шахт и подземных сооружений, а также для студентов вузов горных специальностей.

Редакционная коллегия:

докт. техн. наук, профессор,
действительный член Академии
строительства Украины,
зав. каф. СШ и ПС ДонНТУ

Шевцов Н.Р.

докт. техн. наук, профессор,
действительный член АГН Украины,
проф. каф. ДонНТУ, генер. дир.
ОАО ГХК «Спецшахтобурение»

Левит В.В.

канд. техн. наук,
действительный член Академии
строительства Украины,
проф. каф. ДонНТУ

Лысиков Б.А.

докт. техн. наук, профессор,
член-корр. Академии строительства Украины,
проф. каф. ДонНТУ, зам. зав. каф. СШ и ПС

Борщевский С.В.

Компьютерная верстка

Магистр шахтного
и подземного строительства,
инженер каф. СШ и ПС

Резник А.В.

Доклады публикуются в авторской редакции

За справками обращаться по адресу:

83001, г. Донецк, ул. Артема, 58, Донецкий национальный технический университет, кафедра «Строительство шахт и подземных сооружений», тел. 301-09-03, 301-09-23, 301-09-83, 301-03-23

E-mail: const@mine.dgtu.donetsk.ua
borshevskiy@gmail.com

ОБОСНОВАНИЕ НЕОБХОДИМОСТИ СОЗДАНИЯ ИСПОЛНИТЕЛЬНОГО ОРГАНА ГЕОХОДА ДЛЯ РАЗРУШЕНИЯ ПОРОД СРЕДНЕЙ КРЕПОСТИ

В.В. Аксенов, д-р т. н. проф., В.Ю. Садовец, к.т.н., В.Ю. Бегляков, ст. преподаватель
Институт угля и углехимии СО РАН, г. Кемерово, Розсип, Юргинский технологический институт ТПУ, г. Юрга, Россия

Аннотация

В статье рассматривается новый подход к ведению горных выработок – геовинчестерная технология и приводится сравнение с традиционным представлением проходки, рассказывается об особенностях технологии на примере базового средства реализации технологии – геохода. Рассказывается о конструктивных особенностях и требованиях, предъявляемых к исполнительным органам геоходов. Обосновывается необходимость создания нового типа исполнительных модулей, определяются задачи, которые необходимо решить для обоснования конструктивных и силовых параметров исполнительных органов геоходов.

Традиционное представление проходки выработки, как процесса образования полости в массиве горных пород, определяет направления совершенствования геотехнологий строительства подземных сооружений и, соответственно, создания проходческого оборудования для освоения подземного пространства [1,2]. На данный момент традиционные технологии проведения горных выработок развиваются в направлении увеличения мощности и металлоёмкости горнопроходческих комплексов, что отчасти продиктовано использованием границы между горным массивом и полостью выработки (раздела сред) для опоры движителя. При этом увеличение напорного усилия на забой, развиваемого движителем, неизбежно связано либо с увеличением массы машины, либо с увеличением силовых характеристик активных опор (распорок), что опять же ведет к увеличению мощности и массы машины в целом. Такой экстенсивный путь рано или поздно исчерпает свои возможности.

В последнее время проведение горной выработки рядом авторов [3,4] рассматривается как процесс движения твердого тела в твердой среде. Приконтурный массив пород при этом используется как опорный элемент, воспринимающий реактивные усилия от горнопроходческого оборудования при выполнении им основных технологических операций. Это позволяет исключить прямую зависимость металлоёмкости машины и напорного усилия движителя, а также снимает ограничения по углу наклона выработки. Данный подход лежит в основе геовинчестерной технологии¹ проведения горных выработок, базовым функциональным элементом которой является геоход.

Геоход – аппарат, движущийся в подземном пространстве с использованием геосреды. Представляя собой новый самостоятельный класс горных машин, геоходы предназначены для проходки горных выработок различного назначения и расположения в подземном пространстве.

Конструктивные, технические и технологические особенности геоходов, а также оценка влияния этих особенностей на методику расчета его силовых параметров приведены в работе [5].

Главными отличиями геоходов от существующих горнопроходческих систем, являются:

1. Использование геосреды для перемещения и создания напорных усилий на исполнительном модуле;
2. Оригинальная компоновочная схема геохода;
3. Наличие новых функционально-конструктивных устройств и элементов, ранее не применявшихся в горнопроходческом оборудовании;

¹

Геовинчестерная технология (ГВТ) – процесс механизированного проведения горных выработок с формированием и использованием системы законтурных винтовых и продольных каналов, в котором операции по разработке забоя, уборке горной массы, креплению выработанного пространства, а также перемещению всей проходческой системы на забой осуществляются в совмещенном режиме. Вовлечение приконтурного массива горных пород достигается введением дополнительной технологической операции – формирования системы законтурных каналов.

4. Осуществление всех операций проходческого цикла в совмещенном режиме;

Конструктивная схема одного из геогодов представлена на рисунке 1.

Для проходки подземных выработок на малых глубинах в неустойчивых породах с применением геогода для разрушения возможно использовать ножевой исполнительный орган (рис. 2).

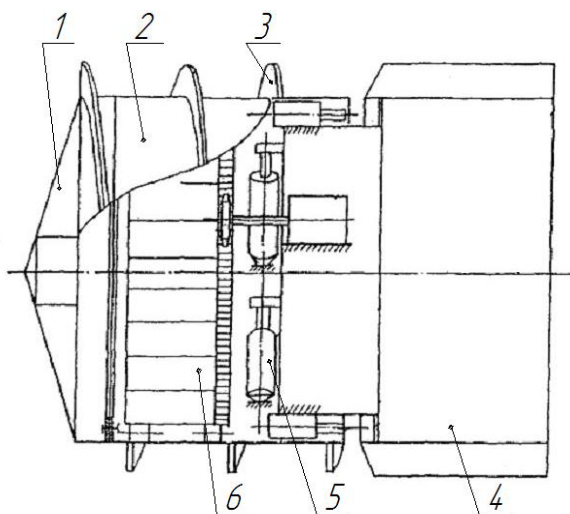


Рис. 1. Принципиальная конструктивная схема геогода

1 – исполнительный модуль; 2 – головная секция; 3 – внешний движитель геогода (винтовая лопасть); 4 – хвостовая секция; 5 – гидроцилиндры вращения; 6 – роторный погрузчик.

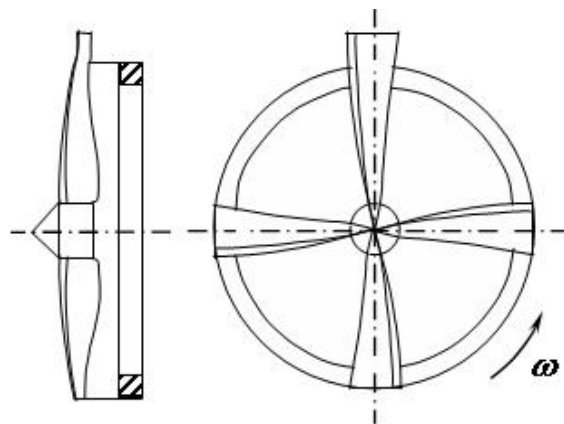


Рис. 2. Конструктивное решение четырехлучевого ножевого исполнительного с одним винторезом

Разработка технических решений ножевого исполнительного органа геогода велась с использованием структурного портрета. Структурный портрет – это реализация функционально-конструктивного подхода к формированию структуры нового класса горнопроходческой техники.

Учитывая отличительные особенности работы геогода, которые характеризуют сложную геометрическую форму ножа, а также сформулированные требования к ножевым исполнительным органам, основываясь на интегральном подходе к формированию структуры функциональной машины, нами было синтезировано около 200 конструктивных решений ножевого исполнительного органа.

Методика расчета ножевого исполнительного органа позволяет определять силы резания на ножах как оснащенных зубьями, так и без них для любого типа размера геогода.

К сожалению, применение ножевых исполнительных органов ограничивается крепостью разрушаемых пород $f < 1$ по шкале проф. М.М. Протодяконова. Более перспективными конструктивными решениями являются баровый и редукторный исполнительные органы геогода [6].

Учитывая сложный характер работы и функционально-конструктивные отличия, нами сформулированы основные требования к исполнительным органам (ИО) геогода:

Взаимозаменяемость и возможность замены ИО на носителе;

1. Работа ИО в строгом соответствии с характером и параметрами подачи геогода на забой;
2. Обязательное формирование и разрушение уступа на забое выработки;
3. Разрушение сформированного уступа должно производиться на свободную поверхность;
4. Соответствие геометрических параметров ИО геогода, параметрам винтового движителя;
5. Обеспечение равной загруженности и управление высотой уступа на разных участках забоя;
6. Полное перекрытие забоя выработки;

7. Компактность приводных механизмов ИО.

Кроме этого геометрическая форма исполнительного органа для разрушения пород крепостью до $f = 4$ по шкале проф. М.М. Протодяконова, должна учитывать их физические свойства. А именно то, что любая порода обладает максимальной прочностью на сжатие и значительно меньшей на сдвиг и растяжение. Поэтому при проектировании исполнительного органа необходимо предусмотреть возможность управления ориентацией разрушающих напряжений.

Существующие пороодоотделяющие органы проходческих машин ни конструктивно, ни функционально не соответствуют предъявляемым к ИО геогодов требованиям, что обуславливает необходимость обоснования конструктивных и силовых параметров исполнительных органов геогодов, предназначенных для разрушения пород крепостью до $f = 4$ по шкале проф. М.М. Протодяконова.

Для этого необходимо решить следующие задачи:

- разработать конструктивные и технические решения исполнительных органов геогодов (для разрушения пород крепостью до $f = 4$ по шкале проф. М.М. Протодяконова), основываясь на формировании структуры ИО, используя структурный портрет горнопроходческой техники;
- разработать модель взаимодействия редукторного исполнительного органа с геосредой.;
- разработать методику расчета исполнительного органа редукторного типа;
- определить влияние геометрических и силовых параметров ИО на силовые параметры геогода.

Библиографический список

1. Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г /**Ю.Н. Динник, И.С Крашкин, В.Г. Мерзляков** // Горное оборудование и электромеханика , 2006, №2, с. 2-12.
2. Концепция развития очистного, проходческого, конвейерного и бурового оборудования на период до 2020 г /**Ю.Н. Динник, И.С Крашкин, В.Г. Мерзляков** // Горное оборудование и электромеханика , 2006, №3 с. 2-6.
3. Винтоповоротные проходческие агрегаты / **А.Ф. Эллер, В.Ф. Горбунов, В.В. Аксенов.** – Новосибирск: ВО «Наука». Сибирская издательская фирма, 1992. – 192 с.
4. **Аксенов В.В.** Геовинчестерная технология проведения горных выработок. – Кемерово: Институт угля и углехимии СО РАН, 2004. - 264 с., ил.
5. **Горбунов В.Ф., Аксенов В.В., Садовец В.Ю.** Экспертная оценка влияния особенностей нового класса горно-проходческой техники на методику расчета его параметров // Вестник КузГТУ, № 6.1 – Кемерово, 2004,с. 41-43.
6. **Аксенов В.В., Садовец В.Ю.** Синтез технических решений исполнительных органов геогодов // Вестник КузГТУ – 2006. – № 6. - С. 64-68.

ПРОЕКТИРОВАНИЕ АРОЧНОЙ ШТРЕКОВОЙ КРЕПИ

Dr inż. Jarosław BRODNY,
Politechnika Śląska, Gliwice, Poland jaroslaw

Аннотация

В статье представлены вопросы компьютерного проектирования арочной штрековой крепи с использованием для нумерических расчетов программного обеспечения MSC NASTRAN базирующего на методе MES . Сущностью расчетной модели является принятие упруго-пластических характеристик стали из которой выполнена крепь и проведение нелинейного прочностного анализа.

1. ВЕДЕНИЕ

В условиях каменноугольных шахт проходческие выработки защищаются и удерживаются стальной арочной крепью. В настоящее время для изготовления элементов крепи применяется базовый тип профиля коробочного сечения V (рис. 1). Типоряд профилей V состоит из 5 величин V21, V25, V29, V36 и V44, где числа обозначают удельную массу кг/м (таб. 2). В таблице 1 представлены механические свойства стали, из которой изготовлена арочная крепь.

Арочная крепь предназначена для удержания выработок, в которых главной нагрузкой является кровельная нагрузка.

Таблица 1. Механические свойства стали применяемой на профили.

| Сталь | R_e [MPa] | R_m [MPa] |
|----------|-------------|-------------|
| St55 | 340 | 550 |
| 31Mn4 | 350 | 550 |
| 15HG2VCu | 460 | 600 - 800 |

Таблица 2. Основные параметры профилей.

| | Профиля | | | | |
|--------------------------|---------|------|-------|------|-------|
| | V44 | V21 | V25 | V29 | V36 |
| I_x [cm ⁴] | 1307 | 341 | 484 | 616 | 972 |
| W_x [cm ³] | 176,8 | 61,3 | 80 | 93,7 | 136,5 |
| I_y [cm ⁴] | 1637 | 398 | 560 | 775 | 1264 |
| W_y [cm ³] | 188 | 64 | 83 | 103 | 148 |
| F [cm ²] | 55,92 | 27 | 31,84 | 37 | 45,7 |
| m [kg/m] | 43,9 | 21 | 25 | 29 | 35,9 |

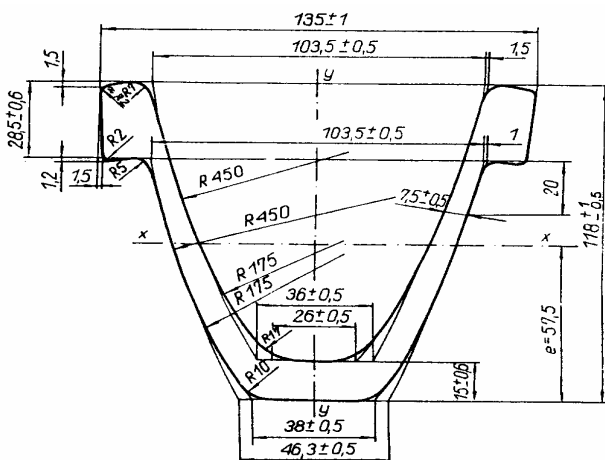


Рис. 1. Поперечное сечение профиля V21.

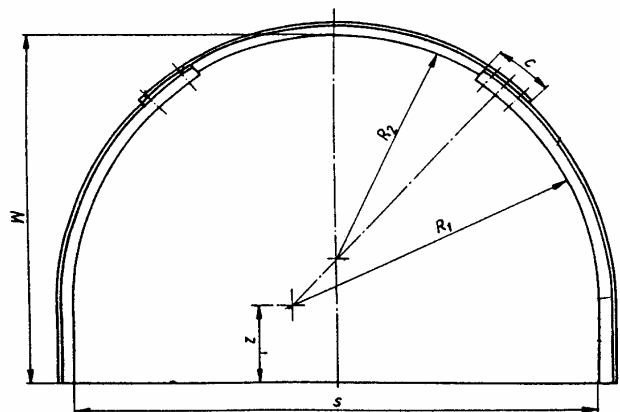


Рис. 2. Арочная крепь.

В настоящее время наиболее широко применяемым методом определения несущей способности стальной арочной крепи (податливых арок) определение величин внутренних сил, поиска сечения с с максимальным сопротивлением а затем сравнение состояния напряжения с условиями предельной прочности профиля [2,3]. Это т.н. метод предельной несущей способности (в действительности является сочетанием метода проектирования на допускаемые напряжения и метода предельной несущей способности).

2. РАЗРАБОТКА МОДЕЛИ И РАСЧЕТЫ

В настоящей статье представлен пример использования компьютерной программы MSC Nastran [1] использующей в расчетах программное обеспечение базирующее на методе законченных элементов. Наиболее важным этапом прочностного анализа с применением данного метода является правильная подготовка расчетной модели.

Формирование модели состоит из следующих этапов:

- построение геометрической модели крепи,
- разработка дискретной модели,
- описание свойств материалов,
- положения по вариантам нагрузок и подпора,
- прочностные расчеты конструкции в диапазоне нелинейности.

На рис. 3 представлено распределение напряжений и деформаций отдельного элемента модели прямого участка балки изготовленной из профиля V25 ,марка стали 15GH2Vcu.

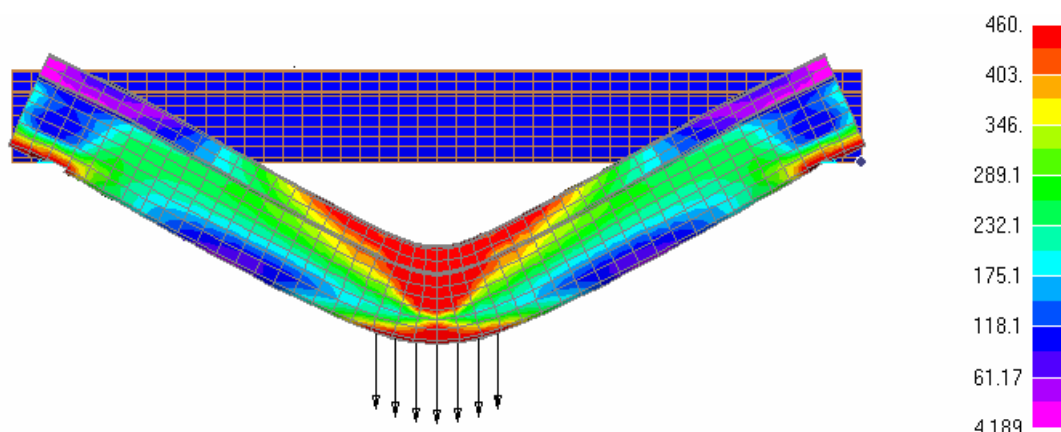


Рис.3. Распределение напряжений и деформаций прямого участка балки изготовленной из профиля.

Упрощенная расчетная модель подпора и нагрузки крепи без сопротивления окружающих пород представлена на рис. 4.

В таблице 4 представлены величины предельных нагрузок полученных в результате расчетов и методом компьютерной симуляции при постоянной кровельной нагрузке крепи.

На рис.5 представлено распределение напряжений в сечении арочной крепи с наиболее высокой сопротивляемостью

Таблица 4. Сравнение результатов.

| НЕСУЩАЯ СПОСОБНОСТЬ КРЕПИ [кН] | | | |
|---------------------------------------|-----------------------------------|-------|----------|
| Расчетная | Полученная в результате симуляции | | |
| Сталь St55 | Сталь St55 | 31Mn4 | 15HG2Vcu |
| 102 | 122,5 | 128,6 | 153,5 |

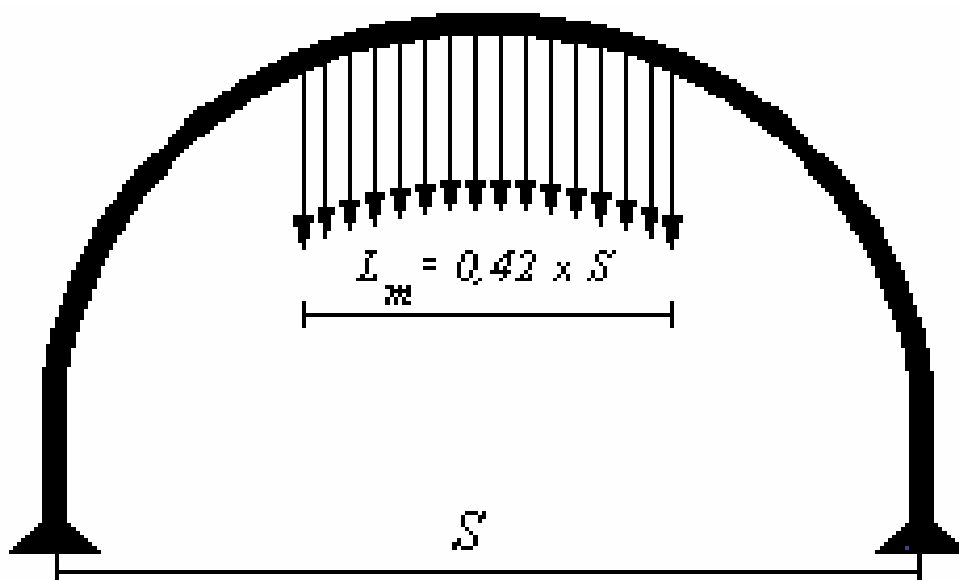


Рис. 4. Схема нагрузки и подпора арочной штрековой крепи.

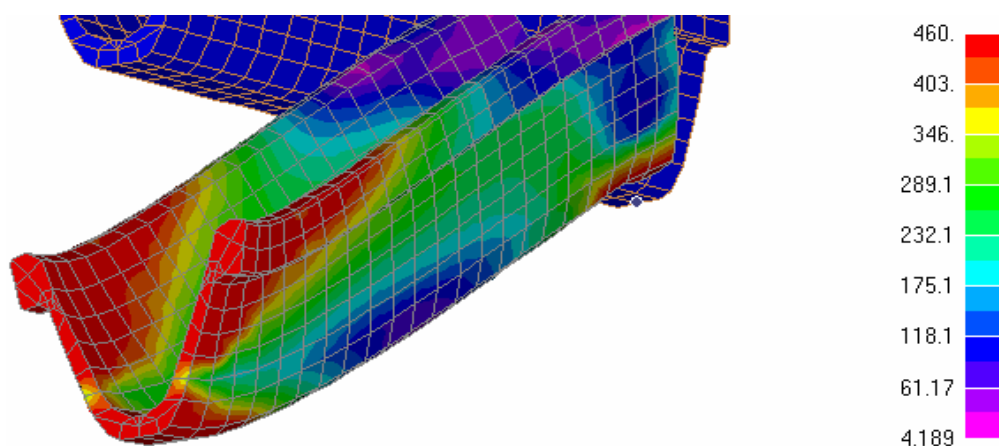


Рис. 5. Распределение напряжений в сечении арочной крепи с наиболее высокой сопротивляемостью.

3. ВЫВОДЫ

Подводя итог полученным результатам следует констатировать, что:

- численные методы проектирования арочной крепи дают большие возможности по симуляции что содействует их более точному проведению. Они более скорые и более экономичны,
- полученные результаты однозначно подтверждают предпосылки, что применяемые на сегодняшний день способы расчета предельной несущей способности дают заниженные результаты по отношению к действительной несущей способности крепи,
- применение стали 31Mn4 и 15HG2VCu повышает предельную несущую способность соответственно на 7% и на 29% что имеет существенное значение при подборе крепи к горно-геологическим условиям (возможность существенного снижения веса крепи при той же или более высокой несущей способности).

Библиографический список

1. MSC/NASTRAN, Handbook for Nonlinear Analysis, Sang H. Lee, Editor 2006r.
2. Małozzewski J., Mateja J., Rułka.: "Podstawy teoretyczne projektowania i doboru obudów odrzutowych dla wyrobisk komorowych i odgałęzień.", Prace GIG, Komunikat 765, Katowice 1999r.
3. Życzkowski M., Obciążenia złożone w teorii plastyczności, PWN Warszawa 1993r.

ТЕХНИЧЕСКОЕ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ДЛЯ ВОЗВЕДЕНИЯ ТОРКРЕТ-БЕТОННОЙ КРЕПИ

Проф. Борщевский С.В., доц. Формос В.Ф., студ. Василенко Е.Ю. ДонНТУ, г. Донецк, Украина, инж. Шперфехтер Элмар, Германия

Фирма SPERNO предлагает ряд современных машин и технологию нового поколения для крепления горных выработок. Использование техники и технологии фирмы SPERNO обеспечивает нанесение контактного слоя набрызгбетона одновременно с проходкой выработки, что позволяет создать замкнутую систему саморегулирования и оптимального распределения горного давления в системе массив-крепь.

Для формирования первого слоя комбинированной опережающей бетонной крепи целесообразно использование набрызгбетонных машин германской фирмы «Sperno» выпускающей наиболее удачные конструкции набрызгбетонных машин, позволяющих возводить набрызгбетонное покрытие очень высокого качества без применения специальных добавок, варьируя только составом бетонной смеси. При этом машины довольно компактны и выпускаются для различных условий как проведения выработок, так и сооружения и ремонта строительных сооружений как под землей, так и на поверхности (рис.1).



Рис. 1 - Набрызгбетонные машины фирмы SPERNO

Впервые в угольной промышленности Германии в Bergbau AG Нижний Рейн на шахте Вальсум (Walsum) была закреплена бетоном выработка (четвертый восточный коренной штрек, северное направление) без возведения стальных арочных креплений. Здесь была решена задача надежного, долговременного крепления горной выработки с очень высокой несущей способностью при одновременном полном отказе от элементов стальной арочной крепи путем возведения набрызгбетона методом тонкого потока (слоя).

В последние годы в угольной промышленности разработан ряд способов повышения несущей способности арочных крепей, при которых пространство за крепью заполняется строительными материалами при помощи набрызга. При этом стальные крепи полностью омоноличиваются бетоном. Этим достигается увеличение несущей способности крепи и одновременно эффективная защита от коррозии. Однако, все эти методики требуют большого расхода стали и стройматериалов. Также, наряду со значительными дополнительными расходами, они вызывают большие затраты времени на оборудование крепи.

Поэтому при поисках методик на шахте Вальсум ставилась цель: разработать методику проходки с применением долговечной крепи с высокой несущей способностью, не требующей возведения стальных арочных креплений.

Известно, что эту методику многие годы применяют с большим успехом при строительстве тоннелей, но применяемый там способ набрызгбетона с трудом находит применение в немецкой угольной промышленности. Это можно объяснить, прежде всего, тем, что приготовле-

ние бетона высокого и постоянного качества в подземных условиях шахты довольно затруднительно.

К тому же, часто применяемый при строительстве тоннелей метод сухого набрызгбетона связан с образованием пыли, что в условиях шахты является нежелательным.

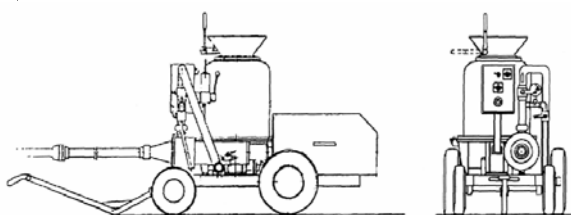
Возведение бетонной крепи методом мокрого набрызгбетона было бы решением проблемы. Поиски такого метода привели в Венгрию. Венгерские шахтеры уже давно применяют для крепления штреков мокрый набрызгбетон тонкого потока в сочетании со стальной арматурой. При этом используемые машины типа Sperno 208 G, Sperno 104 E для укладки набрызгбетона производятся в Германии на фирме SPERNO. Как подтвердили проведенные контрольные измерения, эти машины для набрызгбетона тонким слоем гарантируют высокое и постоянное качество бетона. К тому же метод исключает возникновение пыли. Его отличие от приготовления бетона для набрызга сухим методом состоит в том, что смешивание составляющих происходит в смесителе с добавлением строго дозируемого количества воды.

Технические данные Sperno 104 E с электроприводом:

| | |
|--|----------------------------|
| Производительность | 1,5 м ³ / ч * |
| Подача на расстояние до | 100 м * |
| Подача на высоту до | 50 м * |
| • В зависимости от консистенции бетона и длины шлангов | |
| Максимальный размер щебня | 25 мм |
| Диаметр шланга, | 40 мм |
| Объем ёмкости | 1х200 л |
| Рабочее давление, тах | 6 атм |
| Электрическое напряжение | 380 В 50 Гц |
| Мощность привода | 7,5 кВт |
| Расход воздуха | 6 -10 м ³ /мин. |
| Вес (нетто) | 1 000 кг |

Габариты:

| | |
|--------|----------------|
| Длина | 2000 мм |
| Ширина | 1050 мм |
| Высота | 1450 мм |
| Цена | 26.055,00 евро |



Технологические особенности методики:

- ✓ однородность материала и сохранение однородности в течение всего процесса набрызгбетонирования;
- ✓ обеспечение состава бетона, пригодного для нанесения с требуемой для уплотнения энергией и одновременно достигающего максимального уплотнения;
- ✓ определенная оптимальная энергия уплотнения по отношению к исходной смеси разной консистенции;
- ✓ так как набрызгиваемый бетон с самого начала участвует в повышении несущей способности конструкции, необходим такой бетон, «зеленое» сопротивление которого можно регулировать (3-5 МПа сопротивление давлению);

- ✓ получение желаемого качества бетона при помощи такого оборудования, обеспечивающее постоянную подачу и равномерное ускорение подаваемого материала;
- ✓ регулирование потока бетонной смеси в трубе таким образом, что его протекание цилиндрично-симметрично;
- ✓ в фазе струи низшая скорость в осевое направление смеси будет по меньшей мере в два раза больше, чем конечная скорость спада твердых зерен;
- ✓ свободная струя бетона стабильно конвергентна и управляема;
- ✓ применение такой машинной техники, делающей возможной параллельно с отбойной работой подходящее условиям механики породы постоянное нанесение крепления.

УДК 622.235

ИССЛЕДОВАНИЕ ОПАСНОСТИ ВЗРЫВА УГОЛЬНОЙ ПЫЛИ В ПРИСУТСТВИИ МЕТАНА НА ШАХТАХ США

Студ. Генри Майер, Массачусетский технологический институт, г. Бостон, США *

Типичный сценарий взрывов в угольной шахте начинается с воспламенения возгораемой метановоздушной смеси вблизи от забоя. Турбулентные потоки воздуха от первичного взрыва рассеивают угольную пыль. Если инертной породной пыли (обычно известковой), которая искусственно рассеивается перед взрывными работами, недостаточно, происходит вторичный взрыв – угольной пыли. Взрыв распространяется, захватывая значительную часть шахты.

Испытания, проведенные в США в экспериментальной шахте, показали, что объем метана равный 13 ft³ (0,37 м³) был минимальным, который, воспламенившись в забое, мог рассеять и зажечь угольную пыль. Смесь этого метана с воздухом имела объем около 140 ft³ (4 м³) и концентрацию метана 9%. Когда при испытательных взрывах этой смеси сооружались препятствия, создающие турбулентность, рассеивание пыли увеличивалось.

Основным методом, предотвращающим взрыв угольной пыли в шахтах, является добавление к ней достаточно большого количества инертной породной пыли. Если полученная смесь угольной и породной пыли рассеивается в воздухе взрывом метана, вторичный взрыв пыли не происходит, породная пыль действует как теплоотвод, снижающий температуру взрыва ниже уровня, необходимого для распространения взрывной волны.

Все выработки угольной шахты должны покрываться инертной пылью в пределах 40 ft (12 м) от забоев. Исключение делается только для выработок, где угольная пыль достаточно влажная или в ней весьма велико содержание несгораемых составляющих, например, золы.

Количество инертной пыли в общем объеме угольной, породной и другой пыли должно составлять не менее 65%, но общее несгораемое содержимое в вентиляционной выработке с исходящей струей воздуха должно быть не менее 80%. Если в воздушном потоке присутствует метан, несгораемое содержимое в общем объеме пыли на каждые 0,1% метана увеличивается на 1% и на 0,4% соответственно для 65% и 80% требуемого несгораемого содержимого. Это означает, что несгораемое содержимое пыли в воздухоподающей выработке должно быть увеличено с 65% до 75%, если струя воздуха содержит 1% метана. Соответственно, для вентиляционной выработки с исходящей струей воздуха несгораемое содержимое пыли при концентрации метана 1% увеличивается с 80% до 84%.

* Научный руководитель – проф. Лысиков Б.А.

УДК 622.268.1:622.235

ВИЗНАЧЕННЯ ОБСЯГУ ПОРОДИ В КРИВОЛІНІЙНІЙ ЧАСТИНІ ПРОХІДНИЦЬКОГО ВИБОЮ НЕТРАДИЦІЙНОЇ ФОРМИ

К.т.н., доц. Шкуматов О.М., студ. Гонтар Р.С., ДонНТУ, м. Донецьк

Дана робота присвячена питанню спорудження виробок за допомогою буровибухової технології з використанням нетрадиційної (криволінійно – уступної) форми прохідницького ви-

бою [1]. При цьому (рис.1) верхня частина вибою, що прилягає до виробки (1), виконується у вигляді уступу (2), котрий спрягається з циліндричною поверхнею (3) визначеного радіусу, що є перпендикулярною до повздовжньої вісі виробки. Нижня частина вибою (4) вертикальна.

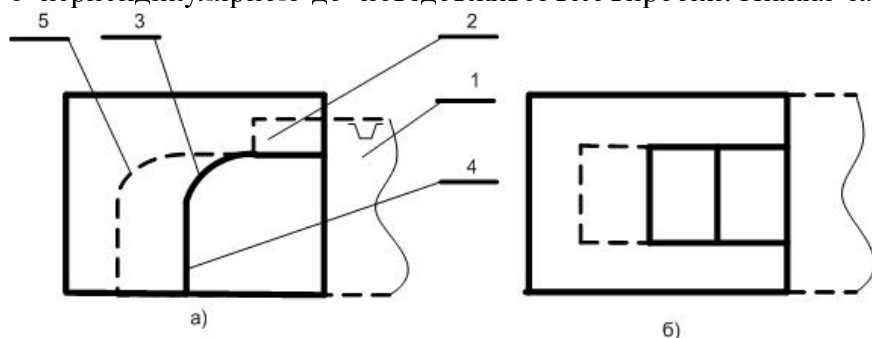


Рис.1. Криволінійно-уступна форма прохідницького вибою: а) вид збоку; б) вид зверху

Пунктиром (5) відзначений контур виробки після підривання. Така форма прохідницького вибою дозволяє створити на підшві виробки породний вал при підриванні набоїв в уступній частині 2 у першу чергу, який заважає розльоту відірваної породи з криволінійної та вертикальної частин. Таким чином здійснюється

управління дальністю й купчастістю розльоту породи.

Визначення площини криволінійної частини S_k прохідницького вибою ведеться при

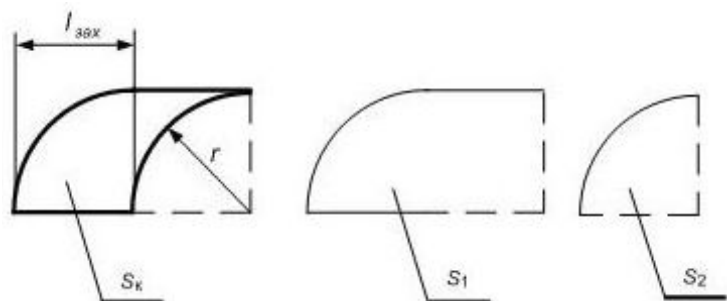


Рис.2. Розрахункова схема для визначення площі криволінійної частини вибою

довжині заходки $l_{зах}=1$ м та арковій формі перетину з радіусом криволінійної частини $r = 1$ м. Для цього використана схема, наведена на рис.2. Вона визначається відповідно виразу (1):

$$S_k = S_1 - S_2, \text{ м}^2, \quad (1)$$

де
$$S_1 = l_{зах} \cdot r + \frac{1}{4} \cdot \pi \cdot r^2,$$

$$S_2 = \frac{1}{4} \cdot \pi \cdot r^2.$$

При визначенні обсягів породи в розпушеному стані отримані значення необхідно помножити на $l_{зах}$ та коефіцієнт розпушування K_p . Це дозволяє прогнозувати ймовірність розміщення відірваної гірської маси у привібійній частині виробки, яке б не заважало розльоту породи з вертикальної частини прохідницького вибою.

Бібліографічний список

1. Шкуматов А.Н. Технология изготовления модели выработки с криволинейно - уступной формой проходческого забоя / А.Н. Шкуматов, И.А. Черкасов, И.В. Хвостовский // Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений : сб. научн.трудов. - Донецк:«Норд-пресс», 2008. -№ 14. - С.112-114.

УДК 622.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОГО, НОРМАТИВНОГО И ИНФОРМАЦИОННОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ ШАХТНЫХ СТАЦИОНАРНЫХ УСТАНОВОК В СТРАНАХ СНГ И ЗА РУБЕЖОМ

К.т.н. Манец И.Г., НИИГМ им. М.М.Федорова, г. Донецк, проф. Борщевский С.В., ДонНТУ, г.Донецк, Украина, проф. Любен Тотев, Минно-геологический университет, г.София, Болгария

Информационное обеспечение ученых-горняков и специалистов горнодобывающей промышленности стран Украины, России, Казахстана, Беларуси, Кыргызии и др. стран СНГ и дальнего зарубежья обусловлено необходимостью эффективной и безопасной эксплуатации длительно действующего горного оборудования подъемных, вентиляционных, водоотливных, ком-

прессорных, конвейерных и других стационарных установок, проведением инновационной деятельности, а также повышения квалификации эксплуатационного персонала энергомеханических служб шахт, рудников, карьеров. Важными источниками такого обеспечения являются: научно обоснованные рекомендации, отраслевая нормативно-техническая документация по горной механике, материалы государственного контроля – Ростехнадзора, Госгорпромнадзора Украины, Госгорнадзора Казахстана и Беларуси, горнотехническая литература – научно-производственные издания, монографии, справочники, методические рекомендации по новым технологиям, а также информационные порталы и сайты по горному делу в сети Интернет, доступ к электронным базам национальных и региональных научно-технических библиотек; проведение международных специализированных выставок, форума горняков и конференций.

Горные специалисты нуждаются как в современных печатных так и в электронных носителях документов и изданий. Основное требование к электронным носителям - быстрый и простой доступ к ним, возможность легко находить нужную информацию и получить распечатки текстов. Доступ к электронным сетевым ресурсам, к базам данных научно-технических публикаций на CD-ROM, а также в предоставлении пользователям ряда услуг, требующих применения электронной техники во многом позволяют специалисту в тематическом поиске необходимой информации.

Научно-обоснованные рекомендации. В выполненных научно-исследовательских работах, кандидатских и докторских диссертациях приводятся научно обоснованные рекомендации по многим аспектам эксплуатации рассматриваемых объектов. Среди таких диссертаций следует отметить работу Корнякова М.В., в которой решена научная проблема теоретического обоснования и разработки эффективных способов и устройств контроля нестандартных ситуаций и задания такого режима предохранительного торможения, который бы учитывал ожидаемый вид аварии и обеспечивал поддержание минимальных динамических нагрузок на шахтной подъемной установке. Эксплуатационному персоналу предложены методики выбора режима предохранительного торможения в зависимости от нестандартных ситуаций движения подъемного сосуда в стволе; самонастраивающегося устройства защиты от напуска каната, обеспечивающего повышение надежности контроля момента зависания сосуда в шахтном стволе; устройства для контроля параметров движения подъемного сосуда в шахтном стволе.

Ученые НИИ горной механики им. М.М.Федорова (г. Донецк, Украина) около 80 лет участвуют в выполнении государственных научно-технических программ по угольной промышленности – по разработке теории и практики эксплуатации оборудования, мониторингу, технической диагностике. Их реализация на высоком уровне должна информационно обеспечиваться. Эта работа проводится комплексно, с использованием существующих форм и методов информационно-библиографического обслуживания на базе фонда научно-технической литературы национальных и отраслевых библиотек. Кроме того, институт занимается повышением квалификации персонала угольной промышленности страны.

Целесообразно организовать систему научного сопровождения всех этапов функционирования объектов.

Нормативное обеспечение. Специалистам необходима база данных, включающая нормативно-правовое обеспечение угольной отрасли, функционирования энергомеханических служб шахт и других горных предприятий, необходимо усовершенствование и развитие нормативных документов по обследованию, паспортизации и надежной эксплуатации объектов; разработку ведомственных норм для наиболее сложных объектов и специфических условий их эксплуатации.

НИИГМ накопил положительный опыт в разработке отраслевых стандартов, ряда нормативных документов, технологических карт, методических рекомендаций на бумажных и электронных носителях. Это должно, в какой то мере удовлетворить специализированные запросы и повышать грамотность специалистов.

Следует отметить достаточный перечень нормативно-технической документации России по обследованию горно-шахтного оборудования, сооружений, по экспертизе промышленной безопасности оборудования шахт.

В последние годы нашим институтом разработан ряд стандартов (СОУ), утвержденных МУП Украины. Эти стандарты, а также СОУ других ведущих отраслевых организаций - УкрНИИпроекта, МакНИИ и других организаций - дополнили современную нормативную документацию в области горного производства, технической диагностики, эксплуатации оборудования. Однако полностью острую проблему продления ресурса оборудования они не решают. Ряд специализированных организаций занимаются обследованием оборудования с выдачей рекомендаций.

Целесообразно провести гармонизация технической документации Украины и России. Однако в последние годы сокращено издание горно-технической литературы - научно-производственных изданий, справочников, прикладных пособий, монографий. Книгоиздательство осуществляется в основном по инициативе отраслевых институтов, технических университетов, крупных горных предприятий.

Горнотехническая литература. В последние годы опубликованы по данной проблеме научно-производственные, монографии Гришко, (МГГУ), Смородина (СПГУ), Дроздовой (Дальневосточный ГТУ), Викулова Прокопова А.Ю. (ШИ ЮРГТУ). Ученые НИИГМ им. М.М.Федорова подготовили к изданию фундаментальную работу «**Стационарные установки шахт**» в 2-х томах (предыдущее аналогичное издание выпущено еще в 1977 г.). В этом издании приведена наиболее полная справочная информация об оборудовании подъемных, вентиляторных, водоотливных, вентиляторных, компрессорных, конвейерных, дегазационных и холодильных установок шахт.

С 2000 года, несмотря на финансовые трудности, учеными и специалистами опубликованы книги по повышению эффективности и безопасности эксплуатации шахтных подъемных комплексов [1, 2] Целью издания [1] является дальнейшее развитие научных основ функционирования шахтного подъема, отражение современных тенденций и прогрессивных направлений в области проектирования, наладки, технической диагностики, модернизации и эксплуатации его оборудования. Научно-производственное издание является итогом многолетней работы авторов в области шахтного подъема, где нашли отражение научно-технические разработки Научно-исследовательского института горной механики им. М.М.Федорова, Государственной акционерной компании «Донбассуглеавтоматика», ЗАО «НКМЗ», ОАО «Донецкгормаш», фирмы «МИДИЭЛ», МакНИИ, Донгипроуглемаша, УкрНИИВЭ, технических вузов, энергомеханических служб производственных объединений, рудников и шахт, шахтостроительных, монтажных и наладочных организаций, занимающихся сложными проблемами шахтного подъема. Издание энциклопедического склада содержит технические характеристики всех элементов подъемных установок всех типов. Основное внимание уделено обследованию, экспертизе промышленной безопасности, методам и средствам ремонта оборудования и др.

3-е переработанное и дополненное издание по шахтным стволам /2/ - наиболее полное фундаментальное издание такого направления в горнотехнической литературе. Содержатся отдельные сведения о проектировании и строительстве вертикальных стволов шахт, определяющие их устойчивую и безопасную эксплуатацию. Изложены конструктивно-технологические особенности основных элементов вертикальных и наклонных стволов горных предприятий с подземной добычей полезных ископаемых. Учтены горное законодательство Украины и других стран ближнего зарубежья, требования нормативной документации, и даны практические рекомендации по совершенствованию эксплуатации и модернизации подъемного комплекса, продлению срока службы устаревшего стволового оборудования, безопасности важного подземного сооружения, повышению квалификации ремонтного персонала.

На предприятиях отрасли востребованы практические пособия, в которых описаны конструкции, техническое обслуживание и ремонт ленточных магистральных конвейеров [3, 4, 5], даны рекомендации по энергосбережению угольных предприятий [6]. Вышли в свет также издания по проблемам угольной промышленности Украины, по реструктуризации отрасли [7, 8, 9].

Значимыми являются специализированные горнотехнические издания ученых МакНИИ, ИГТМ им. Н.С.Полякова, специалистов Донгипроуглемаша, государственной акционерной

компании «Донбассуглеавтоматика». Так в НИИГМ ежегодно выходит сборник научных трудов **«Проблемы эксплуатации оборудования шахтных стационарных установок»**. Информационно насыщенными являются печатные материалы по итогам проведения «Недели горняков» в МГИ, «Форума горняков» в НГУ(г. Днепропетровск), конференций в ДонНТУ, ШИ ЮРГТУ.

Национальная горная терминология. В последние годы весьма актуальным является совершенствование национальной горной терминологии. В этом направлении на Украине фундаментальные работы профессора ДонНТУ, д.т.н. В.С.Белецкого, выпустившего ряд энциклопедических горных изданий на украинском языке. Сотрудниками НИИГМ подготовлены и изданы двуязычные переводные горнотехнические словари [10, 11]. База горных терминов включает свыше 100 000 слов и большое количество стереотипных словосочетаний с речевыми единицами по технике и технологии процессов горного дела. В словарях охвачены подземная и открытые способы добычи, подготовка запасов угля, руды и других ископаемых, системы разработки, горные выработки, буровзрывные работы, шахтные стационарные установки, горношахтное оборудование, обогащение, охрана труда, техногенная безопасность и т.п.

Двухтомный словарь по горному делу содержит наиболее употребляемые современные термины на русском языке и на украинском. Словарь составлен с учетом современного горного терминоведения и нормативно-правовой базы горнодобывающей промышленности. Издание рассчитано на научных и инженерно-технических работников шахт и рудников, отраслевых институтов, на аспирантов, студентов, переводчиков и специалистов информационных служб. По заказу Госкомтелерадио Украины специалистами института совместно с профессором Белецким В.С. выпущен «Русско-украинский словарь по техногенной безопасности и экологии».

Специализированные издания об истории развития отрасли, специалистах. Продолжается публикация энциклопедий, книг по истории горных предприятий и биографии известных горных специалистов. В России вышла свет «Угольная энциклопедия». На Украине опубликована двухтомная «Энциклопедия горной механики» [12]. Это первое международное издание по истории возникновения, этапам развития и состоянию горной механики. Представлены теория и практика создания и эксплуатации стационарных установок, горных машин, механизмов, аппаратуры, энерго- и ресурсосберегающих технологий, методов и средств контроля и диагностики оборудования. Особое внимание в Энциклопедии уделено деятельности 1100 выдающихся ученых-горных механиков, шахтостроителей, видных организаторов науки и руководителей производства в угольной, горнорудной, калийной и других добычных отраслях промышленности стран СНГ. Отражена деятельность крупных отечественных и зарубежных ученых разных периодов времени.

Значимыми являются книги Н.С.Сургая, С.П.Фищенко, О.А.Колесова, С.Я.Петренко, А.И.Пархоменко, А.Н.Ковалю и др. о выдающихся горных инженерах Украины. Изданы книги МакНИИ «Золотой век МакНИИ», НИИГМ им. М.М.Федорова, ГАК «Донбассуглеавтоматика», ДонУГИ, УкрНИИВЭ, Донецкой угольной энергетической компании, Луганскгипрошахта, ГП «Луганскуголь» и других об истории своих предприятий, о специалистах и достижениях за годы их научной или производственной деятельности. Это способствует престижности труда горных инженеров-механиков, технологов.

Горные СМИ и сайты сети Интернета. Публикация статей и разноплановой информации по горной тематике на Украине - отраслевой газеты «Сбойка», журнала «Уголь Украины», горных журналов России – «Уголь», «Горная промышленность», «Сибирский уголь в XXI веке», «Норильский никель», «Безопасность труда в промышленности», Казахстана - «Горный журнал Казахстана» и Беларуси «Горная механика» также позволяет специалистам следить за новинками в своем деле, находить ответы на ряд насущных вопросов/ Объединяющим является инфопортал «Горное дело», созданный в ДонНТУ: www.mine.info.donntu.edu.ua.

Переводная горнотехническая литература. К сожалению, почти отсутствует переводная зарубежная горнотехническая литература по экологии горных предприятий, реструктуризации угольной отрасли, по новым технологиям в горном деле. Ученым отраслевых институтов и технических университетов необходим доступ к мировым информационным ресурсам, Между-

народному книгообмену в электронном варианте. При этом специалисты имели бы возможность получать во временное пользование издания, отсутствующие в наших отечественных библиотеках, но имеющиеся в фондах библиотек других стран.

Следует отметить недостаточную государственную поддержку украинской технической книги, в частности, по горному делу для научных работников, специалистов, преподавателей ВУЗов, студентов. Требуется усилия и содействие Минуглепрома Украины в обеспечении специалистов современной горнотехнической литературой, нормативной документацией. Назрела необходимость возобновления издания популярной в прежние годы серии «Библиотека электрослесаря», дайджестов по новым технологиям, новостям горного дела, а также издание реферативных журналов по горному делу.

Современные информационные технологии сформировали новое поколение потребителей и тенденции в патентно-информационном обеспечении. Для доступа пользователей к интересующей их информации целесообразно расширять подписку на электронные версии журналов, реферативные и другие базы данных.

Библиографический список

1. **Шахтный подъем:** Научно-производственное издание / В.Р.Бежок, В.И.Дворников, И.Г.Манец, В.А.Пристром // Под редакцией д.т.н. Б.А.Грядущего и В.А.Корсуна. –Донецк: Юго-Восток, 2007. -624 с.

2. **Манец И.Г., Грядущий Б.А., Левит В.В.** Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов: Научно-производственное издание. 3-е изд., пераб. и дополн. Под редакцией д.т.н. С.А.Сторчака –Донецк: Юго-Восток, 2008. -596 с.

3. Конвейеры шахтные ленточные. Выбор, эксплуатация и ремонт: Справочное пособие / **Ю.Ф.Бутт, В.Б.Грядущий, В.Е.Зданевич, А.Н.Коваль** и др. // Под общей Б.А. Грядущего. – Донецк:: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2006.

4. Конвейеры шахтные ленточные техническое обслуживание и ремонт / **Ю.Ф.Бутт, В.Б.Грядущий, А.Н.Коваль** и др. – Донецк: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2008.

5. Информационный сборник требований нормативных документов по безопасной эксплуатации ленточных конвейеров в угольных шахтах / **Ю.Ф.Бутт, В.Б.Грядущий, В.Е.Зданевич, А.Н.Коваль** и др. // Под общей редакцией Б.А. Грядущего. – Донецк: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2007.

6. Энергосбережение в угольной промышленности: Монография / **В.И.Мялковский, Н.А.Чехлатый, Г.Н.Лисовой** и др. // Под редакцией Б.А.Грядущего. – Донецк: НИИГМ им. М.М. Федорова, 2006.

7. **Топалов В.С., Грядущий Б.А., Петренко С.Я.** Угольная отрасль Украины: энергоресурсы, ретроспектива, состояние, проблемы и стратегия развития. – Донецк: ООО «Алан», 2005.

8. Реструктуризация угольной отрасли Украины – путь к корпоративному управлению: Монография / **Б.А.Грядущий, С.Я.Петренко, В.Г.Агеев** и др. // Под ред. В.С.Тополова. – Донецк: «Юго-Восток, Лтд», 2005.

9. **Грядущий Б.А., Петренко С.Я., Чернова В.А.** Корпоративное управление в транзитивной экономике: Монография. – Донецк: Донуги, 2006.

10. **Манец И.Г., Коваль А.Н., Кирикасьян Г.И.** Русско-украинский горнотехнический словарь. –Донецк: Донбасс, 2005.

11. **Манець І.Г., Коваль А.М.** Українсько-російський гірничотехнічний словник. -В 2-х томах.. –Донецьк: Донбас, 2001.

12. **Энциклопедия горной механики.** Под общей редакцией Б.А.Грядущего. - В 2-х томах. -Донецк, Юго-Восток, Лтд, 2008.

ОСОБЕННОСТИ РАБОТЫ БЕТОНА В КОМБИНИРОВАННОЙ ЧУГУННО-БЕТОННОЙ КРЕПИ

Асп. Масленников С.А., Шахтинский институт ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия

Широкое применение комбинированной чугунно-бетонной крепи при проходке вертикальных стволов в калийной, алмазодобывающей и рудной промышленности выявило недостаточную изученность вопроса о требованиях, на основании которых, должны подбираться деформационные и прочностные характеристики затюбингового бетона.

Главными особенностями укладки и работы бетона в комбинированной крепи, влияющими на его деформационные характеристики, являются:

1. Применяемая технология спуска смеси по трубопроводам, и укладки через отверстия в тубингах, накладывающая ограничения на её состав.
2. Бетон, находящийся между породой и чугуном, работает в условиях объёмного напряжённого состояния, при этом предел допустимых напряжений повышается в несколько раз, а модуль деформации снижается до 50%. [1].
3. Нагрузка действует длительно, причём загрузка происходит на ранней стадии твердения бетона.

В случаях, когда ствол крепят монолитным бетоном, а смесь спускают по трубопроводам, её подвижность, к моменту доставки, при глубине бетонирования 200 м, принимают равной 9-11 см, с увеличением на каждые последующие 150 м глубины на 1 см, а крупность щебня при этом не должна превышать 40 мм. Бетон, применяемый в чугунно-бетонной крепи, укладывается через отверстия в тубингах диаметром 100 мм, без возможности его последующего уплотнения. Поэтому, по сравнению с возведением монолитной бетонной крепи, обычно стараются использовать более подвижные смеси с размером крупного заполнителя не более 20 мм.

Исходя из рекомендуемой [2] методики расчёта многослойных крепей, важнейшей деформационной характеристикой бетона является его модуль упругости. СНиП 2.03.01-84 (табл. 18) жёстко привязывает значение модуля упругости к прочности бетона на одноосное сжатие, сходный подход показывает и немецкий норматив DIN 1045-1, информирующий о свойствах бетона для строительных конструкций. Что касается специальной литературы, то хотя в некоторых трудах (например, [3]) содержится утверждение о наличии жёсткой зависимости между прочностью бетона на одноосное сжатие и модулем упругости, в основной массе исследований посвящённых данной теме, указывается, на ограниченную область применения такой зависимости, например [4,5].

Также отрицают однозначную зависимость и специализированные нормативные документы. Так, формула, приводимая в [6], вводит ещё два влияющих фактора: подвижность смеси и размер крупного заполнителя.

На рис. 1 представлены рассчитанные по указанной зависимости, и взятые из СНиП 2.03.01-84 данные о модуле деформации бетона в 28 суточном возрасте.

Ряд 1 – данные СНиП 2.03.01-84, ряд 2 – рассчитанные данные для бетонов с подвижностью свыше 8 см и максимальным размером крупного заполнителя до 40 мм, ряд 3 – рассчитанные данные для бетонов с подвижностью до 8 см и максимальным размером крупного заполнителя до 80 мм.

Как видно из рис. 1, игнорирование только двух факторов, уже может привести к погрешности до 25% от реального, а помимо них в большей или меньшей степени влияние на величину модуля упругости бетона оказывают:

- модуль деформации крупного заполнителя и цементного камня;
- состав бетона;
- степень твердения/возраст бетона;
- плотность/пористость;
- условия твердения;
- влажность и температура на этапе эксплуатации;

➤ величина напряжений.

Нагружение бетона в раннем возрасте, также оказывает существенное влияние, даже при относительно кратковременной нагрузке, и приводит к активному проявлению свойства релаксации напряжений (см. рис. 2)

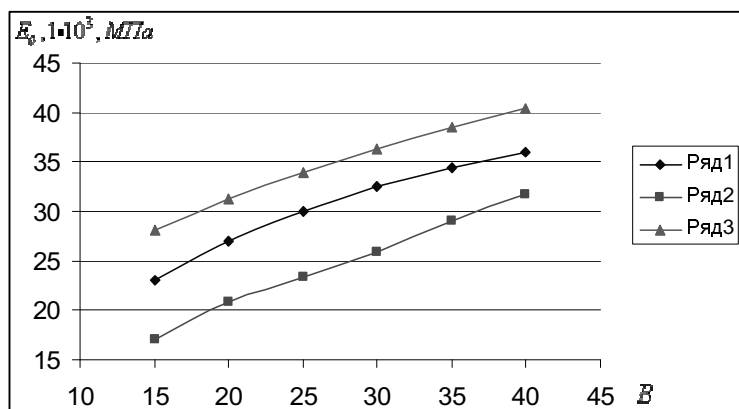


Рис. 1. Расчётные значения $E_b(T)$ определённые по различным методикам

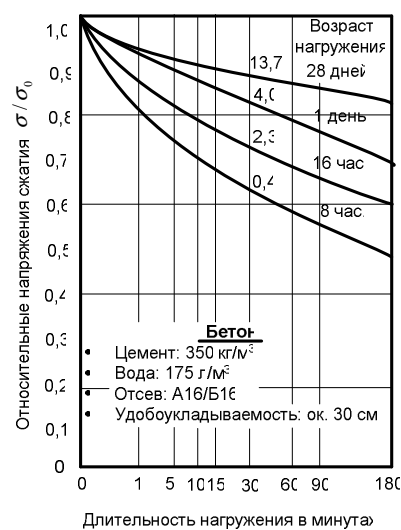


Рис. 2. Зависимость величины проявления свойства релаксации от времени нагружения [4]

Проведённые автором наблюдения, при проходке скипового ствола рудника «Мир», показали, что при глубине укладки 1000 м, подвижность смеси на приёмном лотке составляла 20-25 см. Таким образом, отличие рекомендуемого модуля упругости, для бетона класса В20, от рассчитанного составляет 22% (т. е. 27000 и 21000 МПа соответственно), а с учётом времени загрузки, значение модуля деформации по факту не превышает 11000-12000 МПа.

Подведя итог можно заключить:

1. Величина модуль деформации бетона зависит от большого количества факторов и может изменяться в широких пределах.
2. Значения деформационных характеристик бетона, приводимые в СНиП 2.03.01-84 для специфических условий возведения комбинированной крепи могут применяться только с введением соответствующих поправок.
3. Существует возможность, используя менее подвижные смеси, варьируя геометрические размеры, тип и содержание крупного заполнителя, применяя уплотнение, при фиксированной прочности бетона на сжатие, добиться повышения деформационных характеристик бетона.

Библиографический список

1. Булычёв Н.С. Механика подземных сооружений. М: Недра, 1994. – 382 с.
2. Руководство по проектированию подземных горных выработок и расчёту крепи/ВНИИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР.-М.: Стройиздат, 1983. – 272 с.
3. Weber R. Guter Beton: Ratschläge für die richtige Betonherstellung/ bearb. von Robert Weber; Mitarb. der früheren Aufl.: Herbert Schwara; Rolf Soller; Rudolf Tegelaar. - 21. überarbeitete Auflage, 2006 Düsseldorf: Verlag Bau+Technik GmbH, 2006. – 150 S.
4. Grübl P. Beton. Arten, Herstellung und Eigenschaften / P. Grübl, H. Weigler, S. Karl. Verlag: Ernst&Sohn Verlag für Architektur und technische Wissenschaften GmbH, Berlin. 2001. –789 S.
5. Weber R., Riechers H-J. Kies und Sand für Beton. Düsseldorf: Verlag Bau+Technik, 2003. – 140 S.

6. **СНиП 2.06.08-87.** Бетонные и железобетонные конструкции гидротехнических сооружений/Минэнерго СССР. - М.: ЦИТП Госстроя СССР. 1988. - 32 с.

УДК 622.831

НОВАЯ ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТНЫХ СТВОЛОВ

Проф. Борщевский С.В., д.т.н. Левит В.В., студ. Гончаренко В.В., ДонНТУ, г. Донецк, Украина

Развитие угольной отрасли требует запуска новых лав, а для их проветривания и обслуживания необходимо быстро, качественно и с минимальными затратами проходить шахтные стволы различного диаметра и назначения.

При современном состоянии дел в капитальном строительстве темпы проходки стволов буровзрывным способом опережают темпы их бурения [1]. Скорость проходки отдельных стволов при БВР не такая уж высокая. Это, в первую очередь, связано с длительностью оснащения стволов и поверхности для проходки (11-41 мес), а во вторую, с затруднениями при проходке устья и техотходов из-за необходимости укрепления неустойчивых пород до возведения постоянной крепи в верхней части стволов, в отдельных случаях до глубины 100-150м.. При этом сроки прохождения начальных метров даже на скоростных проходках составляют от 4-х до 12 мес. [2].

Проходка верхней части ствола осуществляется в основном в неустойчивых, малой крепости породах, зачастую обладающих плавунными свойствами.

Для прохождения стволов в этой зоне используются спецспособы, основными из которых являются методы заморозки, тампонажа и использование опускной крепи. Каждый из перечисленных способов обладает рядом недостатков. Отметим также, что проходка с использованием этих технологий дорога, требует специального оборудования, не гарантирует отсутствие остаточных притоков в ствол при его эксплуатации.

Таким образом, в настоящее время нет универсальных для всех пород эффективных скоростных специальных способов проходки стволов в верхней их части.

В тоже время указанные геологические затруднения не являются таковыми при бурении стволов. Неустойчивость пород компенсируется параметрами специально подобранных буровых растворов, повышенные водопритоки при бурении не имеют большого значения, конструкция традиционной металлобетонной крепи гарантирует водонепроницаемость оболочки ствола на десятки лет.

Как и любая другая технология, бурение имеет свои недостатки: ограничение по крепости проходимых пород (до 10-12 по шкале проф. Протодряконова), возможные отклонения по вертикали, особенно на крутом залегании, отсутствие доступа к забою, что затрудняет контроль.

В рыночных условиях бурение стволов имеет и ряд преимуществ. Возможность быстрого разворота работ связана с низкими требованиями к благоустройству в начальном периоде строительства и модульной конструкцией буровых установок. Требуемая, по сравнению с буровзрывным способом, малая энергоемкость (до 1000 квт) позволяет начать работы на временном энергообеспечении. Малое количество людей (до 40 чел) упрощает бытовое обустройство.

Такой способ позволяет сравнительно быстро сооружать стволы требуемой вертикальности, но эффективен только в породах до 5-6 категории по буримости. В более крепких породах скорость бурения резко снижается из-за отсутствия надежного породоразрушающего инструмента большого диаметра, способного выдерживать значительные осевые нагрузки.

Напомним, что породы подобной крепости встречаются, в основном, на глубинах более 200м.

В настоящее время шахтостроители Донбасса бурят стволы диаметром 2-4,2м установками типа L-35 фирмы «Вирт» (роторное бурение) или «Уралмаш-4Э»(реактивно-турбинный способ) [1].

Исходя из изложенного нами, с целью повышения эффективности сооружения шахтных стволов, предлагается принципиально новая технология проходки стволов, в условиях, где

раньше применялись только спецспособы. Это комбинированный способ сооружения стволов с использованием преимуществ бурения и буровзрывных работ. Суть способа заключается в пространственном и временном совмещении двух технологий.

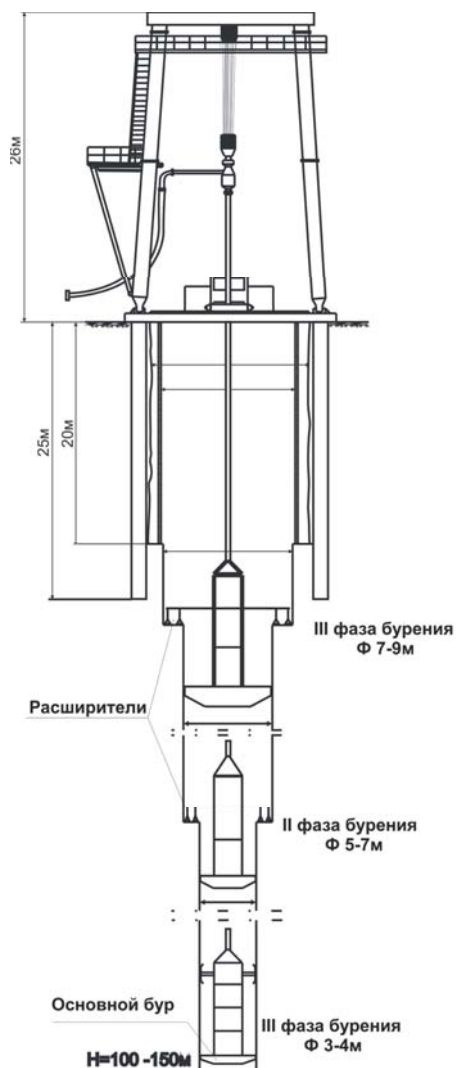


Рис. 1 - Фазовое бурение стволов большого диаметра.

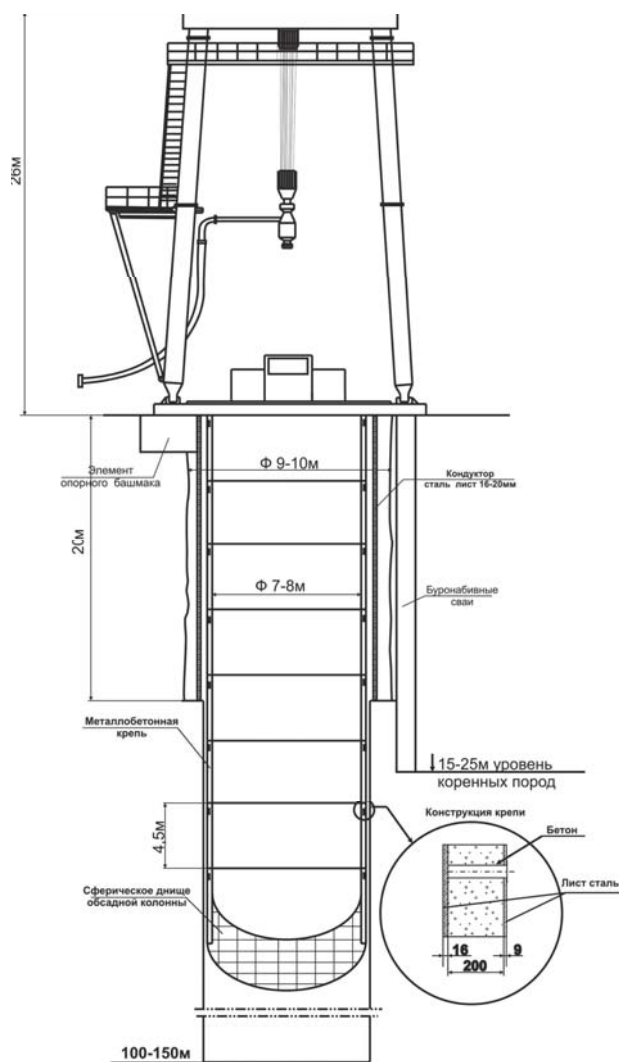


Рис. 2 - Спуск сталебетонной крепи на плаву



Рис. 3 - Секции сталебетонной крепи изготовленные на месте работ

Интервал до глубины 100-150м в неустойчивых мягких породах и средней крепости проходится буровыми установками с помощью фазового бурения (рис.1), а дальше по крепким породам используется традиционный буровзрывной способ.

Пробуренный интервал неустойчивых пород крепится сталебетонной крепью, секции которой стыкуются в устье ствола и опускаются на плаву (рис.2). После спуска «стакана» в основании или вверху его сооружается опорный башмак, а сферическое днище демонтируется.

В период бурения на поверхности готовятся секции-кольца указанного типа крепи (рис.3).

Данная технология позволит «уйти» от дорогих спецспособов проходки, отказаться от чугунных тубингов, обеспечить водоизоляционную крепь.

гунных тубингов, обеспечить водоизоляционную крепь.

Кроме того, параллельно с бурением первых 100-150м. ствола, строители и монтажники смогут строить поверхностный комплекс по постоянной схеме, избавляясь от временных, но, тем не менее, дорогих сооружений. Разворот строительства, привлечение материальных и людских ресурсов будет производиться постепенно, не отражаясь на сроках строительства.

Библиографический список

1. Качан В.Г., Купчинский И.А. Бурение шахтных стволов и скважин. – М.: Недра, 1984г.
2. Стоев И.С., Стоев П.С. Технология и организация строительства вертикальных стволов шахт. – Донецк: ЦБНТИ, 1994.

УДК 622. 032

ОСНОВНЫЕ ТЕХНИЧЕСКИЕ РЕШЕНИЯ СЕЙСМИЧЕСКОГО ДИЗАЙНА

Проф. Лысиков Б.А., ДонНТУ, г. Донецк, Украина, студ. Бил Кайнар, Массачусетский технический институт, г. Бостон, США

Исследования проведенные Массачусетским техническим институтом свидетельствуют, что основными мероприятиями по предотвращению повреждений подземных структур при землетрясениях являются:

- выбор направления туннеля, которое позволяет избежать пересечения зон активной тектонической деятельности. При невозможности такого решения дизайн туннеля должен учитывать смещения грунтов;

- увеличение сечений туннелей в сейсмических зонах для:

- а) размещения дополнительного амортизирующего слоя крепи из дробленой породы или другого материала;

- б) компенсации смещения участков туннеля относительно друг друга, горизонтальных и вертикальных искривлений туннеля;

- усиленное первичное крепление туннеля на опасных участках, выполняемое стальными рамами, набрызгбетоном по металлической сетке, анкерными болтами;

- увеличение толщины крепи действующих туннелей дополнительным слоем монолитного железобетона;

- усиление колонн и стыков конструкций станций метро стальными кожухами;

- стабилизация пород, окружающих туннель путем их дренажа, нагнетания цементных и химических растворов (предварительный тампонаж);

- заполнение пустот, образовавшихся за крепью туннеля тампонажными растворами (последующий тампонаж);

- предотвращение всплытия погружного туннеля, проложенного в придонной траншее, его изоляцией от грунтов, разжижаемых при сейсмическом воздействии. Такая изоляция достигается установкой ограждающих стен из шпунтовых свай, колонн каменных или создаваемых струйной цементацией.

Как показал опыт происшедших землетрясений, наиболее чувствительны к ним:

- соединения двух различных структур. Деформации здесь возникают за счет разницы вибрационных характеристик и концентрируются в стыках туннельных секций или в их соединениях со стволами доступа и вентиляции, порталами и станциями;

- границы между слоями горных пород с различными свойствами, например, крепких и слабых пород или насыпных грунтов и коренных пород.

Предотвращение уязвимости стыков подземных структур может быть достигнуто использованием гибких соединений сегментов крепи между собой или с примыкающими сооружениями. Если жесткость стыков снижается, ими абсорбируются деформации пород, а силы, сдвигающие структуру, уменьшаются.

В местах соединения элементов железобетонной конструкции туннельной секции устанавливаются податливые узлы со срезаемыми бетонными шпонками (shear key), обеспечивая в необходимых случаях податливость соединения. При нормальном режиме работы такой узел податливости передает расчетные поперечные усилия. При этом его несущая способность, обычно не превышающая 75% от максимальной несущей способности конструкций туннеля, обеспечивает их устойчивость. Однако, при землетрясении, когда нагрузки превышают возможности узла податливости, он разрушается, компенсируя возникшие деформации окружающих пород, но сохраняя тем самым основные элементы структуры.

УДК 622.28

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАЦИОНАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ БЕТОНА, ИСПОЛЬЗУЕМОГО В ЧУГУННО-БЕТОННОЙ КРЕПИ

Д.т.н., проф. Страданченко С.Г., асп. Масленников С.А., Шахтинский институт ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия

Широкое применение в последние 10-15 лет комбинированной чугуно-бетонной крепи обнаружило ряд недостаточно изученных вопросов, связанных с обеспечением повышения её несущей способности, экономичности и надёжности. Аварийные ситуации в вертикальных стволах горных предприятий российской и немецкой угольной и калийной промышленности выявили характерную особенность разрушения такой крепи [1,2]. После демонтажа нарушенных тюбингов выяснялось, что слой бетона находится в удовлетворительном состоянии. Показателен в этом плане случай разрушения крепи вентиляционного ствола рудника «Пийло». После разборки деформированных колец выяснилось, что бетонная часть крепи не разрушилась, т. е. на момент достижения напряжениями в чугуне тюбингов предельных значений, напряжения в бетоне были допустимыми, и разрушения не произошло, даже при выходе из состояния объёмного сжатия. Учитывая, что объёмная прочность для бетона в 3-4 раза выше прочности на одноосное сжатие, можно сделать вывод, о недостаточном использовании несущей способности данного элемента комбинированной крепи.

Исходя из указанного выше автором предложено, для повышения несущей способности и снижения материалоемкости комбинированной чугуно-бетонной крепи, за счёт перераспределения напряжений между слоями равнопропорционально пределу прочности их материалов, применять бетоны с повышенным модулем деформации. При этом, как было выяснено в ходе исследований, для каждого сочетания вида тюбинга, деформационных характеристик чугуна, толщины слоя, прочности бетона и диаметра ствола существует единственное значение модуля деформации (E_c^0) при котором достигается наиболее рациональное распределение напряжений между слоями крепи.

Для определения таких параметров бетона, при которых напряжения в материале крепи будут равнопропорциональны их прочности, автором была разработана соответствующая методика. Исходные данные для неё получены путём проведения расчётов, установленных нормативными документами [3].

В основу расчётной схемы была положена трёхслойная конструкция крепи, которая может быть возведена по предложенному автором варианту параллельной схемы. Такой подход позволяет возводить крепь с небольшим отставанием навески тюбингов, от передового бетона, что существенно снижает необходимую его мощность, расширяет область применения комбинированной крепи, и, главное, даёт возможность использовать при креплении бетоны с повышенным модулем деформации.

В соответствии с принятой расчётной схемой чугуно-бетонной крепи деформационные характеристики первого слоя были представлены, как функция второго, а третьего – второго и четвёртого. Таким образом, условие подбора характеристик, при которых напряжения в слоях будут пропорциональны их несущей способности, сводится к условию достижения пропорциональности напряжений в 1-м (в существующей конструкции крепи внутренние рёбра являются

наиболее загруженным слоем и определяют несущую способность крепи в целом) и 4/5-м слоях (бетон).

В качестве основных влияющих факторов, от которых зависит величина E_6^o , с помощью метода четырёхфакторной классификации в Греко-латинском квадрате, были определены следующие (см. табл. 1).

Таблица 1 План и результаты эксперимента

| | Фактор | Уровни фактора | | | | Полученное значение F-распределения | Значение F-распределения при 95%. | Влияние фактора |
|---|--|----------------|-----|-----|-----|-------------------------------------|-----------------------------------|-----------------|
| | | 1 | 2 | 3 | 4 | | | |
| А | Диаметр ствола, D, м | 6 | 7 | 8 | 9 | 59,5 | 4,76 | Влияет |
| В | Толщина стенки тюбинга, $\delta_{\text{тюб}}$, мм | 40 | 60 | 80 | 100 | 524,7 | 4,76 | Влияет |
| С | Класс бетона по прочности B | 20 | 30 | 40 | 50 | 256,9 | 4,76 | Влияет |
| Д | Толщина слоя бетона, δ_6 , м | 0,2 | 0,3 | 0,4 | 0,5 | 2,9 | 4,76 | Не влияет |

После выполнения расчёта значений E_6^o , для всех сочетаний трёх определённых выше влияющих факторов, были получены итоговые уравнения в виде $E_6^o = f(D, \delta_{\text{тюб}})$ (см. табл. 2).

Таблица 2 Полученные зависимости

| Диаметр ствола в свету D, м | Выявленная зависимость | Коэффициент корреляции R |
|-----------------------------|---|--------------------------|
| 6 | $E_6^o = (0,0004\delta^2 - 0,0866\delta + 1,4812)B^2 + (-0,0458\delta^2 + 15,518\delta + 1110)B + (0,2706\delta^2 + 318,57\delta + 11625)$ | 0,999787 \approx 1 |
| 7 | $E_6^o = (-0,0058\delta^2 + 0,8956\delta - 36,163)B^2 + (0,3278\delta^2 - 43,956\delta + 3334,6)B + (-4,9031\delta^2 + 1089,6\delta - 20421)$ | 0,999865 \approx 1 |
| 8 | $E_6^o = (-0,0085\delta^2 + 1,3403\delta - 53,306)B^2 + (0,4846\delta^2 - 69,355\delta + 4276,2)B + (-7,0019\delta^2 + 1393,2\delta - 33554)$ | 0,999893 \approx 1 |
| 9 | $E_6^o = (-0,0061\delta^2 + 1,0294\delta - 44,963)B^2 + (0,2984\delta^2 - 44,364\delta + 3512)B + (-4,1406\delta^2 + 978,26\delta - 21713)$ | 0,999981 \approx 1 |

Как видно из таблицы 2, значение коэффициента корреляции R характеризующего форму и тесноту связи между исходными данными и выведенными уравнениями приближённо равно единице, т.е. полученные уравнения, близки к функциональной зависимости.

Результат проведённого исследования заключается в следующем.

1. Для наиболее распространённой конструкции комбинированной крепи были выделены факторы, существенно влияющие на величину E_6^o , таковыми оказались: диаметр ствола, толщина стенки тюбинга, прочность бетона. Влияние толщины слоя бетона по сравнению с остальными факторами оказалось несущественным.
2. Установлен характер зависимости рационального модуля деформации бетона E_6^o в многослойной крепи от толщины спинки тюбинга и класса прочности бетона, которая описывается полиномом второй степени.
3. Полученные зависимости имеют высокую степень корреляции, приближающуюся к 1 и по достоверности близки к исходной расчётной схеме.

4. Установленные зависимости позволяют определять наиболее рациональное значение E_0° для каждого из типовых диаметров стволов в зависимости от вида применяемых тубингов и класса бетона.
5. Полученные результаты являются основой для проектирования рациональных конструктивных параметров чугунно-бетонной крепи.

Библиографический список

1. **Ольховиков Ю.П.** Крепь капитальных выработок калийных и соляных рудников. М.: Недра, 1984. - 238 с.
2. **Fischer P.** Untersuchung über das Verhalten von Schächten im nicht standfesten Deckgebirge unter bergbaulicher Zwängung am Beispiel des niederrheinisch-westfälischen Steinkohlengebirges; Dissertation zur Erlangung des akademischen Grades Doktor-Ingenieur / Peter Fischer; Technische Universität Bergakademie Freiberg. – Freiberg, 2006 - 140 S.
3. **Руководство по проектированию** подземных горных выработок и расчёту крепи/ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР.-М.: Стройиздат, 1983. – 272 с.

УДК 622.831.249

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ВЕРХНЕГО ПЕРЕКРЫТИЯ МЕХАНИЗИРОВАННОЙ КРЕПИ МКЮ.2Ш-17 ПРОИЗВОДСТВА ОАО СХК «ЮРГИНСКИЙ МАШЗАВОД»

Доц. П.В. Бурков, К.В. Епифанцев. Юргинский технологический институт (филиал) Томского политехнического университета Кемеровская область, город Юрга

Аннотация

В данной работе исследуются проблемы напряжённо-деформированного состояния верхнего перекрытия механизированной крепи МКЮ. 2Ш-17 производства ООО «Юргинский машзавод». Статья содержит данные, полученные при испытании секции крепи на статическом испытательном стенде «Gluckauf».

В настоящее время Кемеровская область обеспечивает свыше половины всей добычи каменных углей России и 84 % всей добычи углей коксующихся марок.

Вследствие того, что в шахте по нормам сроков пользования механизированная крепь при продвижении по забою в стадии нагружения - разгрузки верхняка будет находиться не менее 30 000 раз, на испытательном стенде фирмы Gluckauf ООО «Юргинский машзавод» решается задача копирования процесса работы крепи согласно нового Российского ГОСТа Р51152-2003 и европейского стандарта EN 1804-1. Стоимость испытания одной секции крепи находится в диапазоне от 60 до 250 тыс. \$

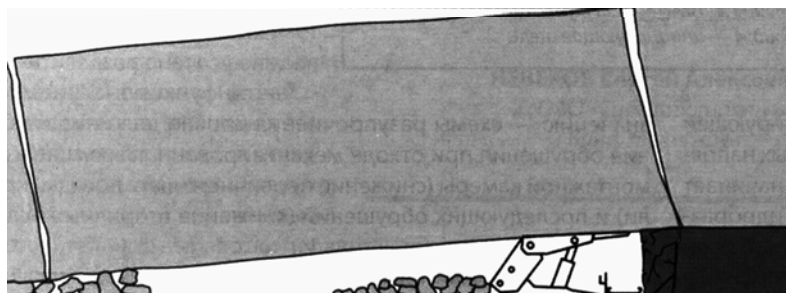


Рис. 1. Нагрузка, действующая на крепь в шахте

Таким образом, крепь проходит испытание на 80-процентный ресурс, включающий её нагрузку заданным давлением с амплитудой цикла от 10 до 32 МПа. Через каждые 1000 циклов проходит проверка раскерновки, а запись графиков нагружений в программе «Catman Easy» проводится через каждые 1000 циклов. Это коррелирует с проведенными исследованиями на

шахте «Заречная» [7]. Для данной шахты ООО «Юргинский машзавод» проводит испытания пилотной секции крепи механизированной МКЮ.2Ш-17 на стенде фирмы Gluckauf (Рис.2).

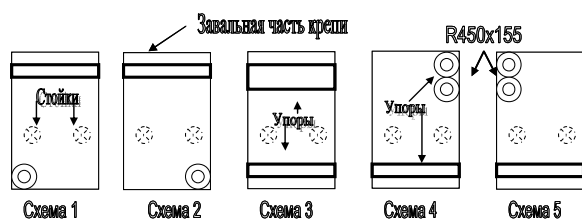


Рис. 3. Общий вид схем нагружений крепи на статическом испытательном стенде фирмы Gluckauf (вид сверху)

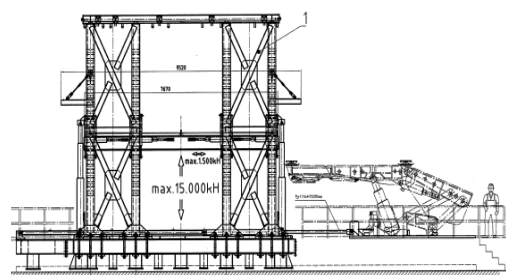


Рис. 2. Общий вид испытательного стенда фирмы Gluckauf

Стенд сертифицирован по соответствующим нормам ЕС для 89\392\ EWG, 91\348\EWG b 93\44\EWG, а также на соответствие нормам DIN EN ISO 9001:2000.

При проведении испытаний пилотной секции МКЮ.2Ш-17. для шахты «Заречная» были сняты 3 характеристики (остаточная деформация $S_{ост}$, деформация в пике нагружения $S_{п}$, давление в стойке (фактическое) P). Результаты которых приведены в графиках (Рис. 4-8). Схемы нагружений приведены на рисунке 3. Для создания данной секции были применены листы проката 14ХГ2САФД ТУ 14-105-699-2002.

Высота секции при горизонтальном положении перекрытия составляет:

| | |
|---|----------|
| Min..... | 2,6 м, |
| Max..... | 5,3 м. |
| Среднее давление на почву секции крепи..... | 2,9 МПа. |
| Коэффициент раздвижности..... | 2,04 |
| Рабочее давление в магистрали напора..... | 32 МПа |
| Масса секции крепи..... | 33500кг. |

Давление срабатывания предохранительного клапана гидростойки, номинальное...42 МПа

Испытания начались с 3 схемы нагружения (Рис. 3). После каждого из десяти нагружений давление в стойке сбрасывалось до 5 МПа., деформация в пике нагружения при завершении каждого цикла сбрасывалась до 0 мм, остаточная деформация отсутствовала $S_{ост} = 0$ мм (Рис. 4). Деформация в пике нагружения от min до max составила $S_{п} = 0,3...3,3$ мм.

В первой схеме испытаний (Рис. 5) на верхнем перекрытии крепи один брусок был заменён двумя округлыми сферами, которые были расположены таким образом, что появилось 3 опорных точки вместо 4 (Рис. 3). На данной схеме нагружения появилась остаточная деформация и развилась $S_{ост} = 0...1,7$ мм. Деформация в пике нагружения от min до max составила $S_{п} = 2,1...25,3$ мм. После окончания работы по данной схеме круглые сферы переставили местами (Рис 3.), и таким образом перешли ко 2 схеме (Рис. 6). В данном случае остаточная деформация составила $S_{ост} = 0...1,5$ мм. Деформация в пике нагружения от min до max составляла $S_{п} = 2,1...25,3$ мм. Таким образом, мы можем видеть существенное отличие результатов испытаний (деформации в пике нагружения, остаточная деформация) 3 схемы по сравнению со схемами 1 и 2.

Результаты по последним схемам нагружения (Рис. 7 и Рис. 8) свидетельствует, что нагрузкам подвергалась завальная часть крепи (Рис. 3): схема 4 (Рис. 7) от min до max $S_{ост} = 0,1...1,4$ мм., схема 5 (Рис. 8) от min до max $S_{ост} = 0...0,4$ мм. Соответственно для 4 схемы $S_{п} = 7,5...29,7$ мм, для 5 схемы $S_{п} = 1,2...22,3$ мм.

Проанализировав полученные результаты можем сказать что в процессе испытаний линия остаточной деформации вела себя достаточно предсказуемо, однако при выполнении испытаний по схеме №5 произошла деформация осей. На основании данного анализа было принято, что при стендовых испытаниях на изгиб и кручение (Рис3, схемы 3,1) новой конструкции механизированной крепи МКЮ. 2Ш-17 основными являются схемы 1,2 и 4. Испытание секции под действием не только симметричного, но и асимметричного нагружения, в ходе которого в узлах секции возникают напряжения изгиба и кручения, приводит к весьма значительному (в 3-6 раз) росту эквивалентных напряжений в ряде узлов.

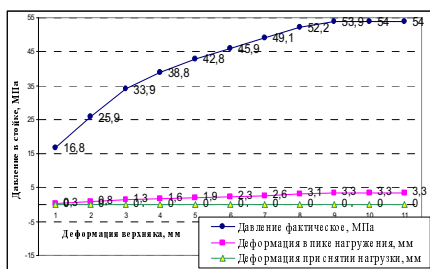


Рис. 4. График нагружений по схеме 3

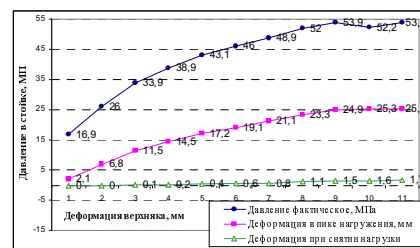


Рис. 5. График нагружений по схеме 1

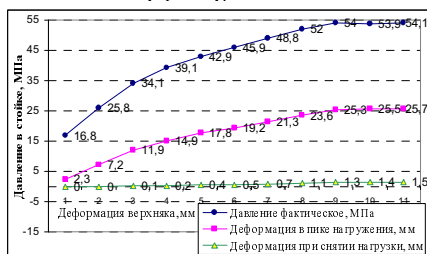


Рис. 6. График нагружений по схеме 2

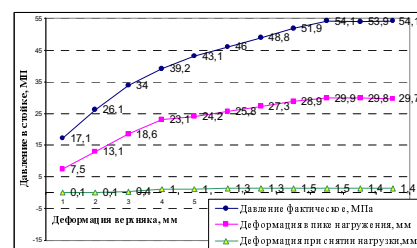


Рис. 7. График нагружений по схеме 4

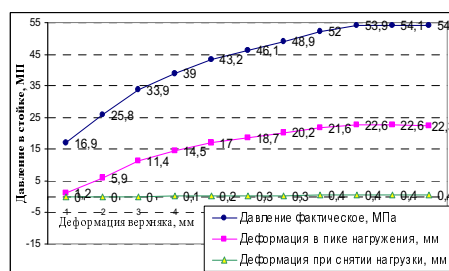


Рис. 8. График нагружений по схеме 5

Полученные результаты свидетельствуют о необходимости разработки методики оценки напряженно-деформированного состояния, долговечности и живучести рам, основанной на статистическом моделировании экспериментально полученных распределений напряженно-деформированного состояния. Практическая значимость работы заключается в получении оценок прочности, долговечности, живучести рамных конструкций механизированных крепей с учетом эксплуатационных условий, анализе опасности эксплуатационных дефектов и обосновании инженерно-технических решений по предотвращению разрушений рам, разработке рекомендаций по учету показателей долговечности и живучести при определении структуры механизированного комплекса.

Библиографический список

1. Мышляев Б.К./Перспективные направления создания новой техники/ Б.К.Мышляев// Горный журнал.-2003.- № 3.- С.60-66.
2. Сысоев Н.И./Обоснование и выбор рациональных параметров механизмов связи щитовых механизированных крепей для тонких пластов/ Н.И.Сысоев, А.А.Аверкин// Горное оборудование и электротехника.-2007.-№8.-С.5-9.
3. Мышляев Б.К./Производство современной очистной техники – основа развития подземной добычи угля в РФ/ Б.К.Мышляев, С.В.Титов, И.В.Титов// Уголь.-2007.-№1.- С.11-15.
4. Таразанов И.В./Итоги работы угольной промышленности России за январь-март 2007 года/ И.В.Таразанов//Уголь. -2007.-№6 – С.37-43.
5. Малышев Ю.Н./Развитие горнодобывающей индустрии – залог успешной работы экономики России/ Ю.Р.Малышев // Горная промышленность.- 2007.-№1. – С.70-75.
6. Клишин В.И./Метод направленного гидроразрыва труднообрушающихся кровель для управления горным давлением в угольных шахтах/ Клишин В.И., Никольский А.М., Опрук Г.Ю., Неверов А.А., Неверов С.А. // Уголь.-2008.-№11.- С.12-16.
7. Ремезов А. В., Панфилова Д. В. / Распределение нагрузок на крепь по длине очистного забоя // Уголь.-2008.-№11.- С.10-11

О КОМПЛЕКСНОЙ ОЦЕНКЕ АВАРИЙНЫХ СИТУАЦИЙ ПРИ ПРОВЕДЕНИИ ВЫРАБОТОК ВБЛИЗИ ЗОН ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ

Проф. Должиков П.Н., студ. Должиков Ю.П., АФГТ ВНУ им. В. Даля, г. Антрацит, Украина

В современных угольных шахтах, разрабатывающих угольные пласты на больших глубинах, возникновение аварийных ситуаций в выработках зависит от многих горно-геологических, горно-технических, организационно-проектных и личностных факторов [1]. За последние 6 лет в шахтах Украины произошло 2739 аварий. При этом к наиболее опасным факторам, в результате которых происходит третья часть аварий, относятся обрушения пород, завалы выработок, повышенная обводненность, прорывы воды. Наиболее ярко это проявляется вблизи зон тектонических нарушений. Исходя из геологической характеристики условий залегания угольных пластов, распределения геологических нарушений по шахтным полям, сегодня нарушения классифицированы в четыре группы: непереходимые, труднопереходимые, средней трудности перехода и легкопереходимые. Причем первые два класса составляют около 80% от общего числа нарушений. Именно в этих зонах возникают сложные аварийные ситуации [2].

С целью оценки вероятности аварийной ситуации при проведении выработок вблизи зон тектонических нарушений введен комплексный критерий аварийности k_o , на основании которого возможно определить целесообразность перехода и применяемый спецспособ.

Модель оценки аварийной опасности в выработке с помощью критерия k_o характеризует связь между производственными, технологическими, горно-техническими факторами и объединяет их оценки в критерий k_o . В этих целях используют несколько видов средневзвешенной величины: арифметическую, геометрическую, гармоническую, а также применяют принципы теории машинного «распознавания образов».

Однако средняя геометрическая величина более чувствительно оценивает критерий k_o с изменением значения или весомости кого-либо единичного показателя, чем средняя арифметическая.

В общем случае комплексный критерий аварийной опасности k_o с учетом весомостей показателей определяют как среднюю геометрическую величину факторов k_i , по формуле [1]:

$$k_o = \sqrt[n]{\prod_{i=1}^n k_i^{M_i}}, \quad (1)$$

где M_i – весомости показателей аварийной опасности; n – количество отдельных показателей (групп факторов), по которым оценивают аварийную опасность.

Весомости M_i всех показателей в общем случае связаны одна с другой так, что

$$\sum_{i=1}^n M_i = const, \text{ т.е. увеличение весомости одного из них возможно лишь за счет уменьшения}$$

весомости других. Методы определения значений M_i , в настоящее время достаточно развиты, среди них наиболее распространен метод экспертных оценок. Для удобства расчетов принимают $0 \leq M_i \leq 1$. Суммарное действие нескольких единичных показателей k_{ij} оценивается их средневзвешенным значением фактора k_i , полученным с учетом весомости M_j каждого единичного показателя:

$$k_i = \frac{\sum_{j=1}^m M_j}{\sum_{j=1}^m M_j / k_{ij}}; k_i \in [0 - 1], \quad (2)$$

где m - количество единичных показателей в каждой группе факторов.

Для комплексной количественной оценки аварийной опасности выработок установлено три группы факторов ($n=3$): гидрогеологические, геомеханические и технологические. Первые –

учитывают степень обводненности зон нарушений; вторые – прочность, устойчивость пород и расстояние до нарушения; третьи – способ разрушения пород и технические приемы при проведении выработок. Каждая из них характеризуется определенной номенклатурой единичных показателей.

Тогда критерий k_o определяют по формуле

$$k_o = \sqrt[3]{\prod_{i=1}^3 k_i} = \sqrt[3]{k_1 k_2 k_3}, \quad (3)$$

где k_1, k_2, k_3 - количественная оценка опасных факторов.

На основании анализа многочисленных горно-геологических и технологических условий проведения выработок вблизи зон тектонических нарушений предложено все условия по аварийности классифицировать в четыре группы: особо аварийные, аварийные, средней аварийности, осложненные. Для каждого класса аварийности сделана оценка факторов k_i . Определение показателей факторов осуществлялось по обратной функции желательности [3]. Сводные данные показателей факторов по классам аварийности представлены в табл. 1.

Проведенное табулирование единичных факторов и их весомостей в соответствии с изложенной методикой позволяют оценить аварийную ситуацию при проведении выработки вблизи зон тектонических нарушений по комплексному критерию (табл. 2).

Данный метод оценки с помощью количественного комплексного критерия k_o позволяет установить степень влияния каждого единичного показателя или группы факторов на общий уровень аварийной опасности, а также с достаточной точностью сравнить аварийную опасность нескольких выработок с учетом выбранных групп факторов и разработать мероприятия по ее снижению.

Таблица 1 – Показатели опасных факторов по классам аварийности

| Класс аварийности | Показатели опасных факторов, k_i | | |
|------------------------|------------------------------------|-----------------|-----------------|
| | гидрогеологические | геомеханические | технологические |
| I особо аварийные | 1 – 0,9 | 1 – 0,9 | 1 – 0,8 |
| II аварийные | 0,9 – 0,75 | 0,9 – 0,7 | 0,8 – 0,63 |
| III среднеаварийные | 0,75 – 0,4 | 0,7 – 0,4 | 0,63 – 0,4 |
| IV осложненные | 0,4 – 0,1 | 0,4 – 0,1 | 0,4 – 0,2 |

Таблица 2 – Комплексный критерий аварийности

| Класс аварийности | Значение комплексного критерия |
|-------------------|--------------------------------|
| I | 1 – 0,5 |
| II | 0,5 – 0,3 |
| III | 0,3 – 0,1 |
| IV | 0,1 – 0 |

Библиографический список

1. Пашковский П.С. Комплексная оценка аварийной опасности шахт // Уголь Украины. – 2008. – № 2. – С. 21-23.
2. Слинко И.С. Оценка горно-геологических условий центрального района Донбасса с учетом применения средств механизации очистных работ // Уголь Украины. – 1968. – № 12. – С. 45-47.
3. Глиноцементні тампонажні розчини в гірничій справі: Монографія / Дудля М.А., Тельніх М.М., Попов О.В. та ін. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет. – 2004. – 191 с.

ИЗУЧЕНИЕ ВЛИЯНИЯ ДИАМЕТРА ШПУРА НА ПОКАЗАНИЯ ИНТРОСКОПА

Проф. Бабиюк Г.В., асс. Диденко М.А., асп. Пунтус В.Ф., ДонГТУ, г. Алчевск

Электрокаротаж является одним из шпуровых геофизических методов, позволяющих изучить закономерности образования зоны неупругих деформаций при проведении выработки. Электроемкостный каротаж производится с помощью устройства, состоящего из перемещаемого в шпуре зонда и размещаемого в выработке измерительного прибора, соединенных кабелем. Метод измерения разработан в ДонГТУ [1]. В основе метода лежит зависимость частоты тока, вырабатываемой измерительным автогенератором, от величины емкости конденсаторного датчика, которая, в свою очередь, определяется диэлектрической проницаемостью и пустотностью слагающих массив пород.

Для обработки натуральных измерений авторами метода предложена зависимость [1], однако величины, входящие в нее, не являются постоянными. Как показали шахтные измерения, на показания прибора существенное влияние оказывают диаметр шпура или величина кольцевого зазора между зондом и породной поверхностью шпура, смещение оси зонда по отношению к оси шпура, происходящее в результате поперечных подвижек слоистых пород, неровности породной поверхности шпура или деформации стабилизаторов положения шпура, и другие факторы. Поэтому реальные показания интроскопа имеют явно выраженный случайный характер. Следовательно, предложенный в [1] показатель неоднородности пород является косвенной характеристикой, которую можно использовать только для качественной оценки нарушенности в месте опробования.

Цель лабораторных исследований электроемкостного метода измерения неоднородностей породного массива заключалась в изучении влияния различных факторов, характерных для скважинных (шпуровых) электромагнитных методов каротажа, на показания интроскопа.

В качестве сред при тарировке интроскопа выбраны: воздух, для которого диэлектрическая проницаемость известна и равна $\epsilon_r = 1$; сухой кварцевый песок ($\epsilon_r = 4,69 - 5,06$); щебень из дробленой породы; в качестве модельного материала для изготовления моделей шпура в породном массиве выбран комбинированный состав с процентным соотношением компонентов Г : Ц : ГП : П : В = 25,3% : 11,56% : 36,94% : 14,64% : 11,56% (по весу), который обладает прочностью на сжатие $\overline{\sigma}_c = 2,76 \pm 0,52$ МПа и растяжение $\overline{\sigma}_p = 0,37 \pm 0,07$ МПа ($\overline{\sigma}_c / \overline{\sigma}_p = 7,37$). Выбор такого сложного состава обусловлен стремлением увеличить значение диэлектрической проницаемости среды до значения $\epsilon_r = 8 - 12$, характерного для разнородной поликристаллической горной породы.

На воздухе и в сыпучей среде шпур имитировался бумажным цилиндром различного диаметра, который располагался по оси цилиндрической модели, заполненной материалом исследуемой среды. Диаметр модели был принят равным 150 мм из расчета, чтобы ее поперечный размер равнялся не менее $2,5 \div 3,0$ эффективным длинам электроемкостного преобразователя. Чтобы исключить граничные эффекты длина модели шпура составляла не менее 65 см, а измерения частоты сигнала A в ней производились через 1 см по длине шпура. Выбор такого шага измерения обусловлен тем, что дискретные сигналы датчика для того, чтобы не потерять информацию о неоднородности (трещиноватости) среды, должны поступать с шагом перемещения зонда не более половины эффективной длины датчика. Чтобы накопить достаточные статистические данные, измерения повторялись необходимое число раз.

Модель из дробленой породы изготавливалась из аргиллита и алевролита, отобранного в выработках, пройденных в ш/у «Луганское» по пласту l_6'' , причем коэффициент разрыхления дробленой породы составлял $k_p = 1,65$.

Модели однородного породного массива без трещин для тарировки электроемкостного преобразователя изготавливали в цилиндрических бумажных формах диаметром 150 мм и дли-

ной 650 мм, в которых выбуривали шпуров различного диаметра. Измерения в моделях производили после полного высыхания материала, процесс которого контролировался путем взвешивания образцов. Перед началом измерений для температурной стабилизации прибор выдерживался во включенном состоянии не менее 40 минут.

С ростом диаметра шпура частота сигнала A в модельном материале увеличивается по нелинейной зависимости. Обработка данных замеров методом наименьших квадратов показала, что частота сигнала A от диаметра шпура описывается экспоненциальной ($corr = 0,966$) функцией:

$$A = 2385 - 4431 \cdot \exp(-0,119d_{ш}), \quad (1)$$

где $d_{ш}$ – диаметр шпура.

Зависимость (1) асимптотически стремится к показанию прибора на воздухе, так как с ростом диаметра шпура увеличивается кольцевой воздушный зазор между зондом и поверхностью шпура. Чем меньше диаметр шпура, тем ближе датчик с электроемкостным преобразователем расположен к породе, которая имеет в несколько раз большее значение диэлектрической проницаемости, чем воздух, поэтому показания интроскопа с уменьшением диаметра шпура снижаются. Аналогичным образом зависят показания интроскопа от диаметра шпура в песке и дробленой породе, причем с ростом пустотности среды нелинейность становится менее выраженной.

Влияние зазора между датчиком и стенками шпура на разность показаний интроскопа $\Delta A = |A_M - A_B|$ демонстрируется на рис. 1. Из рисунка следует, что ростом зазора чувствительность интроскопа снижается, так как при этом разность показаний прибора в массиве A_M и на воздухе A_B (по модулю) уменьшается. Минимальное показание прибора A_M соответствует случаю, когда зазор между зондом и стенкой шпура будет равен нулю, т.е. при равенстве диаметра шпура $d_{ш}$ диаметру зонда d_z , а максимально возможное показание A_M , приблизительно равное показанию прибора на воздухе, реализуется, если диаметр шпура многократно превышает размер электрического поля вокруг датчика.

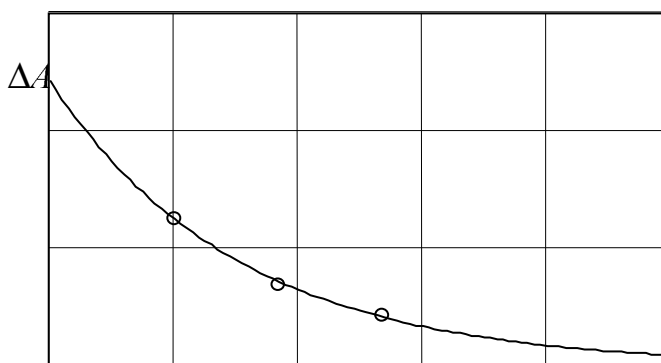


Рис. 1 – Влияние зазора между шпуром и зондом на прирост показаний интроскопа в модельном материале

Приведенная на рис. 1 зависимость хорошо аппроксимируется экспоненциальной ($corr = 0,999$) зависимостью, полученной методом наименьших квадратов:

$$\Delta A = 3273,9 \cdot \exp(-2,807 \cdot [d_{ш} / d_z]); \quad (2)$$

В этой связи следует отметить, что при обработке результатов шахтных исследований электрокаротажным методом необходимо делать поправку на изменение диаметра шпура за счет определения показания прибора с использованием зависимости (2), для этого совместно с регистрацией показаний интроскопа необходимо фиксировать диаметр шпура в каждой измеряемой точке. Попутно можно заметить, что увеличить чувствительность датчика ΔA и снизить разброс

показаний можно путем измерения прижатым к среде зондом, т.е. при минимальной величине зазора, хотя бы с одной стороны зонда.

Библиографический список

1. А.с. 1794253 СССР, МКИ G 01 V 3/18. Способ определения неоднородностей массива горных пород / Литвинский Г.Г., Касьянов В.А., (СССР); Коммунарский горно-металлургический институт (СССР). № 4790255/25; Заявлено 8.02.90; Опубл. 7.02.93, Бюл. № 5.

УДК 622.258.3

КОНСТРУКТИВНАЯ ЗАЩИТА АРМИРОВКИ КЛЕТЕВОГО СТВОЛА ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА «АЙХАЛ» ОТ КЛИМАТИЧЕСКИХ И ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ

Доцент Прокопов А.Ю., студ. Солодухин С.А., Шахтинский институт ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия, к.т.н. Саакян Р.О., ОАО «Ростовшахтострой», г. Шахты, Россия

Подземный рудник «Айхал» АК «Алроса» находится в 400 км к северу от г. Мирный Республики Саха (Якутия) в районе с суровыми климатическими условиями (среднегодовая температура -11°C , а минимальная температура в течении года опускается ниже -50°C) и со сложными внутренними и внешними транспортными связями. Трубка «Айхал» расположена в зоне сплошного развития многолетнемерзлых пород мощностью 400-500 м с нулевой изотермой на глубине около 700 м. Протяженность тела на поверхности по длинной оси составила 510 м, по короткой – от 50 м до 120 м. Проектная глубина ствола составляет 610 м, диаметр в свету – 7 м. Прочность вмещающих пород составляет 30-40 МПа, а рудного тела 12-45 МПа. Армирование – жесткая с рельсовыми, односторонними проводниками, заделка расстрелов – в лунках бетонированием. Поперечное сечение ствола показано на рис. 1.

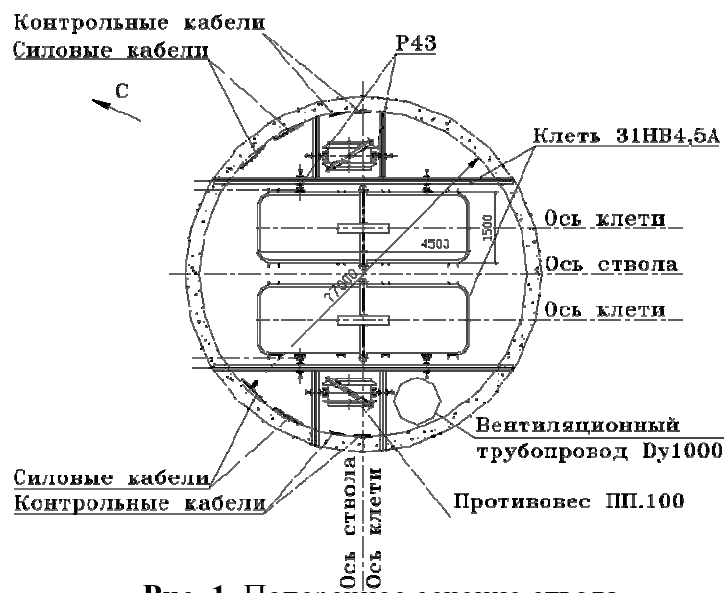


Рис. 1. Поперечное сечение ствола

Постоянная крепь - бетон

Оборудование - ствол оснащается двумя одноканатными подъемными установками оборудованными клетью 31НВ4.5А (грузоподъемность 11,5 т, площадь 4500×1500 мм, вместимость 30 человек), противовесом ПП.100 (11,5 т), подъемной машиной 2Ц-3.5 \times 1.8Д.

Согласно правилам безопасности [1], стволы и штольни с поступающей струей воздуха должны иметь калориферные устройства, обеспечивающие поддержание температуры воздуха не менее $+2^{\circ}\text{C}$ в 5 м от сопряжения канала калорифера со стволом. Рудник «Айхал» расположен в зоне вечной мерзлоты, поэтому для него установлен индивидуальный тепловой режим. В случае выхода из

строения калориферной установки в условиях севера наступает критическая аварийная ситуация, вызванная возникающими экстремальными температурными воздействиями на крепь и армировку.

Наличие отрицательных температурных нагрузок в стволе негативно сказывается на узлах крепления расстрелов вследствие замерзания и расширения воды в порах и трещинах материала заделки, а также из-за различия температурных коэффициентов линейного расширения бетона ($4 \cdot 10^{-6} \text{K}^{-1}$) и стали ($1,2 \cdot 10^{-5} \text{K}^{-1}$). Известно, что при амплитуде колебания температуры воздуха в 50°C абсолютное удлинение расстрела длиной 6 м может достигать 5,5 мм, а рельсо-

вых проводников – 7,5 мм. [2]. Зная максимальную разность температур за год, можно определить величину температурного зазора проводника и необходимую податливость узла крепления расстрела [2].

Как показывают исследования напряженно-деформированного состояния в ПК «Лира-Windows» рамной конструкции армировки, при воздействии температурных нагрузок наиболее надежным способом защиты является включение в узлы крепления расстрелов элементов податливости [2].

Для анализа воздействия горно-геологических условий была определена категория устойчивости пород по критерию устойчивости [3]. Расчетный критерий устойчивости составил значения 4 – 5,2 (при прочности слагающих пород на сжатие 27-36 МПа), следовательно породы относятся ко II категории. Известно, что при II категории устойчивости и выше необходимо применять конструктивные меры по защите армировки ствола [4].

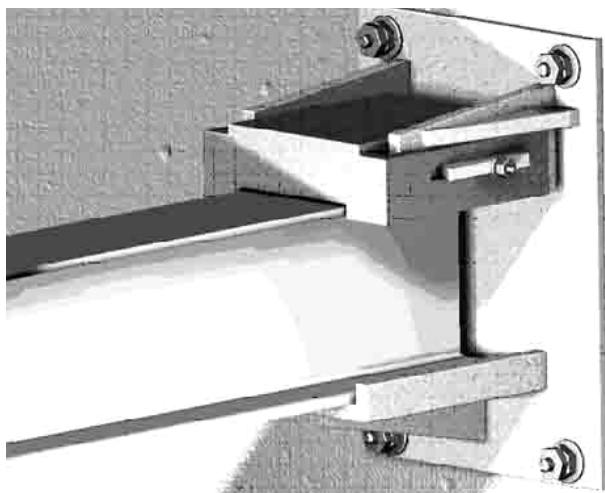


Рис. 2. Узел крепления расстрела

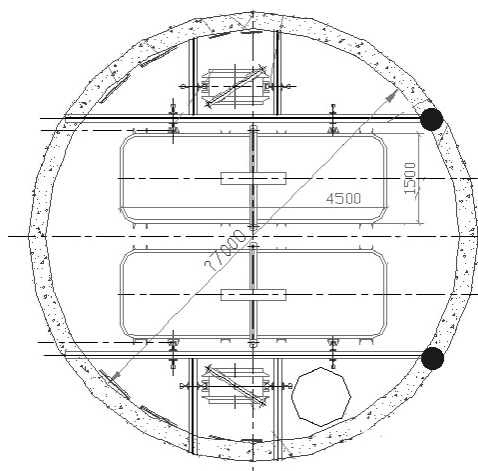


Рис. 3. Расположение податливых узлов крепления расстрела

специальный шаблон.

Область применения данного узла очень широка, ограничивается отклонением направления стенок ствола на величину до 100-150 мм.

Поскольку данная схема армирования является симметричной относительно осей ствола, то целесообразно применить данный узел по одну сторону крепления хордальных расстрелов, как изображено на рис. 3.

Для решения двух вышеизложенных проблем предложено использовать разработанный регулируемый ремонтпригодный податливый узел крепления расстрела [5], который удовлетворяет поставленным требованиям:

- низкая металлоемкость;
- простота конструкции;
- простота монтажа и демонтажа расстрела;
- высокая надежность фиксации расстрела в узле.

Разработанный ремонтпригодный узел отвечает всем требованиям, изложенным выше. Такой узел позволяет частично совместить армирование ствола с его проходкой. Это положительно скажется на сроках сооружения и ввода в эксплуатацию всего ствола, так как монтаж расстрелов можно производить отдельно от монтажа узла крепления и в любом направлении, т.е. как сверху вниз, так и снизу вверх.

В результате этого происходит увеличение скорости армирования или замены поврежденных расстрелов на новые за счет того, что не производится демонтаж узла крепления вместе с расстрелом.

Общий вид регулируемого ремонтпригодного податливого узла крепления расстрела приведен на рис. 2.

Монтаж ремонтпригодного податливого узла крепления расстрела к стенке ствола осуществляется анкерами (возможен вариант использования инъекторных анкеров, имеющих повышенную несущую способность), которые устанавливаются в шпурах, пробуренных в стенке вертикального ствола через

Помимо решения поставленных проблем, применение регулируемого ремонтпригодного расстрела в отличие от жесткой заделки в лунки влечет за собой еще некоторые преимущества, а именно:

- снижение трудоемкости ремонта элементов армировки на 40-45%;
- исключение весьма трудоемких операций по разделке лунок под расстрелы и их креплению бетоном;
- увеличение темпов замены элементов армировки ствола в период его возможной реконструкции в 1,5–1,8 раза.

Все это, безусловно, положительно сказывается на технико-экономических показателях строительства и эксплуатации ствола и подъема.

Библиографический список

1. **Правила безопасности в угольных шахтах.** – Самара: Самарск. дом печати, 1995. – 242 с.
2. **Прокопов А.Ю.** Нагрузки и воздействия на жесткую армировку вертикальных стволов. – Ростов н/Д: Изд-во журн. «Изв. вузов. Сев.-Кавк. регион», 2008. – 288 с.
3. **СНиП II-94-80.** Подземные горные выработки/Госстрой СССР. – М.: Стройиздат, 1982. – 31 с.
4. **Прокопов А.Ю.** Обоснование технологических и конструктивных решений по армированию глубоких вертикальных стволов: Автореф. дисс... д-ра техн. наук. – Новочеркасск: ЮРГТУ, 2009. – 38 с.
5. **Патент 2247246 РФ, МПК7 E21 D 5/12.** Ремонтпригодный податливый узел крепления расстрела / А.Ю. Прокопов, Р.О. Саакян, П.А. Павлинов – 2003133050/03; Заявлено 11.11.2003; Опубл. 27.02.2005. Бюл. №6. – 7 с.

УДК 622.235.53

О ВЗАИМОСВЯЗИ РАЗРУШАЮЩЕГО ДЕЙСТВИЯ ВЗРЫВА С ЭНЕРГЕТИЧЕСКИМИ ПОКАЗАТЕЛЯМИ ЗАРЯДА ВВ

Доц. Калякин С.А., студ. Кравченко И.С. ДонНТУ, Донецк, Украина

Проблема повышения эффективности взрывных работ остается актуальной до настоящего времени. Это связано с тем, что до последнего времени нет достаточно четких представлений о механизме разрушения горных пород продуктами детонации заряда взрывчатого вещества (ВВ), и недостаточно выяснена взаимосвязь между параметрами разрушения пород при взрыве и энергетическими показателями ВВ.

Анализ последних исследований механизма разрушения горных пород взрывом показал, что он взаимосвязан с разрушающим действием факторов взрыва заряда ВВ - действием продуктов детонации и ударных волн, которые в свою очередь функционально зависят от энергетических показателей ВВ. Поэтому необходимо установить взаимосвязь между разрушающими факторами взрыва заряда ВВ и его энергетическими показателями.

Целью статьи является исследование действия взрыва заряда на горные породы и установление взаимосвязи между факторами, определяющими их разрушение и энергетическими показателями ВВ.

Рассмотрим основные соотношения обобщенной квазиупругопластичной модели разрушения горных пород [1]. При взрыве заряда ВВ критерий сдвигового разрушения породы, который представляет собой обобщенное условие Мизеса, имеет вид:

$$\frac{1}{2} S_{ij} \cdot S_{ij} = \frac{1}{3} [\sigma]_p^2, \quad (1)$$

где S_{ij} - компоненты девиатора тензора напряжений. Значение прочности пород $[\sigma]_p$ изменяется в соответствии с уравнением:

$$\frac{d\sigma}{dt} = \varphi(\sigma, \sigma_1^{(p)}, \sigma_2^{(p)}), \quad (2)$$

при $t < t_s$, $\sigma = \sigma_1^{(p)}$, а при $t = t_s + t_p$, $\sigma = \sigma_2^{(p)}$,
 где t_s - момент времени начала разрушения пород;
 t_p - время разрушения,

$$\sigma_1^p = \sigma_{01} + \frac{\mu_1 p}{1 + \frac{\mu_1 p}{\sigma_{p1} - \sigma_{01}}}$$

$$\sigma_2^p = \sigma_{02} + \frac{\mu_2 p}{1 + \frac{\mu_2 p}{\sigma_{p2} - \sigma_{02}}}$$
(3)

где σ_1^p - предел прочности породы;
 σ_2^p - предел текучести разрушенной породы;
 σ_{01} , σ_{02} - предельные значения сил сцепления и сдвиговой прочности породы;
 μ_i - коэффициент трения дилатансирующей породы;
 p - характерное давление в местах действия продуктов детонации или ударной волны.

Уравнения (1)-(3) показывают, что разрушение горной породы определяется с одной стороны ее пределами прочности, а с другой силой действия на нее продуктов детонации ВВ и давлением во фронте ударной волны.

Сила действия продуктов детонации ВВ на горные породы - F_D полностью определяется условиями детонации и контакта заряда ВВ с породой. Очевидно что сила F_D зависит от массового секундного расхода компонентов во время реакции ВВ при детонации dm/dt и скорости движения детонационного фронта D по заряду:

$$F_D = \frac{dm}{dt} \cdot D = m_z D$$

или

$$F = \frac{\pi d_3^2}{4} \cdot l_3 \cdot \rho_{ВВ} \cdot \frac{D}{D} = \frac{\pi d_3^2}{4} \cdot \rho_{ВВ} \cdot D^2, \quad (4)$$

где d_3 - диаметр заряда ВВ;
 $\rho_{ВВ}$ - плотность ВВ в заряде.

Для условий взрыва высокоплотных зарядов конденсированных ВВ, которые имеют показатель политропы $n=3$ при детонации уравнение (4) примет вид:

$$F_D = \frac{\pi d_3^2}{4} \cdot \rho_{ВВ} \cdot D^2 = \pi d_3^2 \cdot P_H = \pi d_3^2 \cdot \rho_{ВВ} \cdot Q_v, \quad (5)$$

где P_H - давление детонации во фронте волны;
 Q_v - удельная теплота химической реакции при детонации ВВ.

Давление во фронте ударной волны $P_{y.v.}$ на границе контакта горной породы и ВВ определяется давлением детонации ВВ и акустической жесткостью породы:

$$P_{y.v.} = \frac{2P_H}{1 + \frac{\rho_{ВВ} \cdot D_{ВВ}}{\rho_n \cdot D_n}}, \quad (6)$$

где $\rho_n \cdot D_n$ - акустическая жесткость горной породы;

Скорость движения ударного фронта в горной породе определяется его ударной адиабатой вида:

$$D_n = A + Bu,$$

где A и B – эмпирические коэффициенты, полученные в результате эксперимента;
 u – массовая скорость вещества за ударным фронтом.

Таким образом, механизм разрушения горной породы при взрыве полностью определяется силой, с которой продукты детонации действуют на них и давлением, возникающим в ударном фронте волны. Оба этих параметра определяются давлением детонации ВВ - P_H или плотностью заряжения и удельной теплотой взрывной реакции - Q_v . Вместе с тем очень часто энергетические параметры ВВ связывают с его работоспособностью (фугасностью) и мощностью, то есть способностью разрушать среду в местах ее контакта с ВВ (бризантностью).

Работа взрыва заряда ВВ - A и его мощность - N_D . Согласно первому закону термодинамики работа, совершенная продуктами взрыва ВВ при адиабатическом процессе расширения равна:

$$A = \int_{V_1}^{V_2} p dV. \quad (7)$$

Согласно уравнению (2) при взрыве важно учитывать время действия продуктов детонации ВВ и в целом время разрушения горных пород. Тогда с учетом общего времени процесса разрушения пород уравнение (7) примет вид:

$$A = \int_{V_1}^{V_2} p dV = \int_0^t F_D \cdot D dt. \quad (8)$$

В том случае, когда $t = t_3 + t_p$ - равно времени действия t_2 разрушающих факторов взрыва заряда ВВ на горные породы уравнение (8) с учетом уравнения (4) примет вид:

$$A = N_D \cdot t_\delta = \frac{\pi d_3^2}{2} \cdot \rho_{ВВ} \cdot D^3 \cdot t_D \left(\frac{t_\delta}{t_D} - 1 \right), \quad (9)$$

где t_δ - время детонации заряда.

Тогда уравнение (9) с учетом того, что произведение $D \cdot t_D = l_{zap}$, равно длине заряда ВВ окончательно примет вид:

$$A = \frac{\pi d_3^2}{2} \cdot \rho_{ВВ} \cdot l_{zap} \cdot D^2 \cdot \left(\frac{t_\delta}{t_D} - 1 \right) = m D^2 \left(\frac{t_\delta}{t_D} - 1 \right). \quad (10)$$

Мощность ВВ при детонации равна:

$$N_D = \frac{A}{t_D} = 0,758 d_3^2 \cdot \rho \cdot D^3. \quad (11)$$

Согласно работе Ф.А. Баума [2] время действия взрыва заряда ВВ на горные породы прямо пропорционально времени расширения камуфлетной полости:

$$t_{\partial} \approx \tau_k = \frac{R_k - r_{BB}}{v_{cp}}, \quad (12)$$

где R_k, r_{BB} - соответственно радиусы камуфлетной полости и радиуса заряда;
 v_{cp} - средняя скорость расширения продуктов детонации ВВ в горной породе.
 Тогда максимальное время τ_k должно быть не менее:

$$\tau_k = \frac{d_3}{D} \left(\frac{\rho_n}{\beta \rho_{BB}} \right)^{1/2} \left[\left(\frac{P_H}{P_K} \right)^{1/3} \cdot \left(\frac{P_K}{[\sigma]_p} \right)^{2/3} - 1 \right], \quad (13)$$

где ρ_n - плотность породы в массиве;
 P_H, P_K - соответственно давления детонации ВВ и давления газообразных продуктов взрыва в точке сопряжения ударных адиабат.

$$\beta = 1 - \left(\frac{P}{B} + 1 \right)^{-1/4};$$

$$B = \frac{E}{4};$$

E – модуль Юнга для породы.

Таким образом, в соответствии с уравнениями (9), (11), (13), мощность ВВ определяется только параметрами детонации ВВ и временем действия взрыва, а его работа при взрыве еще и условиями образования камуфлетной полости, которые зависят от свойств породы, времени ее расширения, скорости детонации ВВ и давления во фронте детонационной волны.

Выводы.

Установлена взаимосвязь между энергетическими показателями ВВ, которые полностью определяют его работоспособность и бризантность и факторами разрушающего действия взрыва заряда ВВ на горные породы.

Библиографический список

1. Механическое действие ядерного взрыва/[Архинов В.Н., Борисов В.А., Будков А.М. и др.]-М.: Физматлит, 2003.-384 с.
2. Баум Ф.А. Определение импульса взрыва вдоль образующей скважины и оптимальных параметров скважинного заряда. Управление действием взрыва/ Баум Ф.А., Григорян С.С., Санасарян Н.С. - М.: Недра, 1964. -с 53-102. (сб. Взрывное дело № 54/11).

УДК 622.235

ОЦЕНКА ВОЗДЕЙСТВИЯ ПОДЗЕМНОГО ШУМА В ГОРНОДОБЫВАЮЩЕЙ ОТРАСЛИ США

Студ. Ллойд Беркли, Массачусетский технологический институт, г. Бостон, США*

*Научный руководитель – проф. Лысиков Б.А.

Воздействие шума на человека выражается в психологическом давлении и ведет к возможным повреждениям слуха. В США глухота является наиболее распространенной производственной болезнью. Проблема особенно остра во всех отраслях горнодобывающей промышленности и преобладает среди рабочих старшего возраста. Средний порог слышимости горнорабо-

чих пенсионного возраста на 20 dBA выше, чем общей популяции. К 60 годам более 70% шахтеров теряет слух для звуков менее 25 dBA и около 25% - для звуков менее 40 dBA.

В связи с этим, на горнодобывающих предприятиях принимаются меры контроля шума, разработаны государственные нормативы и методики расчета уровня шума, создаются и улучшаются противошумовые меры.

В табл. 1 приведена шумовая характеристика основного подземного оборудования.

Оценка воздействия шума на рабочих местах производится в следующей последовательности:

- устанавливается система мониторинга, оценивающего выделение каждого вида подземного шума;
- определяется доза (**D**) в процентах подземного шума использованием специального дозиметра или расчетом по формуле $D = 100 (C_1/T_1 + C_2/T_2 + \dots + C_n/T_n)\%$,

Таблица 1 – Уровень шума подземного оборудования

| Система разработки и оборудование | Уровень шума, dBA |
|-------------------------------------|-------------------|
| 1 | 2 |
| Длиннозабойная система разработки: | |
| угольный комбайн | 85-99 |
| перегрузочный пункт | 84-102 |
| скребковый конвейер | 81-92 |
| ленточный конвейер | 83-100 |
| Короткозабойная система разработки: | |
| угольный комбайн | 78-109 |
| установщик анкерной крепи | 86-112 |
| вспомогательный вентилятор | 84-121 |
| самоходная вагонетка | 78-93 |

где **C** – фактическая продолжительность выделения шума специфическим источником (например, каким-либо видом подземного оборудования),

T – справочная (нормативная) продолжительность выделения шума этим источником, зависящая от уровня шума (табл. 2);

- определяется средневзвешенный по времени уровень шума TWA (time-weighted average) (табл. 3);

- сравнивается полученное значение TWA с предельно допустимым значением PEL (permissible exposure limit) 90 dBA. В случае превышения значением TWA нормативного уровня PEL принимаются меры по снижению уровня шума и индивидуальной защите рабочих.

Таблица 2 – Допустимая продолжительность выделения шума в зависимости от его уровня

| | | | | | | | |
|--|----|----|----|-----|-----|-----|------|
| Нормативная продолжительность выделения шума в зависимости от его уровня | 8 | 6 | 4 | 2 | 1 | 0,5 | 0,25 |
| Фактический уровень шума, dBA | 90 | 92 | 95 | 100 | 105 | 110 | 115 |

Таблица 3 – Переход от дозы D подземного шума к средневзвешенному по времени уровню шума TWA

| | | | | | | | | | | |
|--|------|------|------|------|------|------|------|------|------|------|
| Доза D, % | 50 | 60 | 70 | 80 | 90 | 100 | 110 | 120 | 130 | 140 |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 |
| Средневзвешенный уровень шума TWA, dBA | 85,0 | 86,3 | 87,4 | 88,4 | 89,2 | 90,0 | 90,7 | 91,3 | 91,9 | 92,4 |

Определение соответствия фактического уровня шума нормативному может производиться непосредственным сравнением полученной шумовой дозы (D) с ее нормативным значением 100%.

УДК 622.831+622.258

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ГОРНЫХ ПОРОД В ЗОНАХ ПОВЫШЕННЫХ ВОДОПРИТОКОВ

Проф. Борщевский С.В., к.т.н. Каменец В.В., студ. Конько С.В., Донецкий национальный технический университет, г. Донецк, Украина

Многими исследователями, которые занимаются вопросами сооружения вертикальных шахтных стволов, создана надлежащая научно-техническая база, обеспечившая реальный прогресс в проектировании, сооружении и эксплуатации шахтных стволов и позволившая частично решить отмеченные задачи. Однако, в комплексе этих исследований недостаточно изученными остаются вопросы взаимодействия увлажненного породного массива с крепью и, в частности, не изучена такая форма проявления горного давления как вывалообразование с учетом водопритоков; недостаточно исследованы вопросы управления качеством и свойствами бетона крепи с использованием современных высокоэффективных строительных примесей; не в полной мере учитываются отмеченные факторы, которые обуславливают специфику разработки технологических регламентов сооружения стволов; нет полной картины для целостного представления о взаимодействии элементов системы «технология проходки – крепь ствола – увлажненный породный массив».

В результате анализа данных ГОАО «Трест Донецкшахтопроходка» выявлено, что водопритоки свыше 15м³/час снижают скорость проходки на 20-25%. Если рассматривать вывалообразование, то оно не только вызывает ухудшение условий труда, но в значительной мере влияет на показатели проходки: увеличиваются объемы выдачи породы на поверхность и объемы бетонных работ.

Для разработки инженерных мероприятий по укреплению нарушенной взрывными работами водонасыщенной приконтурной зоны необходимо знать ее характеристики. С этой целью было выбрано 6 участков в стволах на шахтах «Красноармейская-Западная №1», «Трудовская» и АП «Шахта им. А.Ф. Засядько» и выполнен комплекс натурных исследований с привлечением методов шахтной геофизики [1,2]. Наиболее информативным методом для выделения влагонасыщенных зон в породном массиве является электроразведка [3-5].

Согласно результатам выполненных исследований при водонасыщении горных пород их прочностные характеристики в значительной степени снижаются [1]. Пересечение стволом зон с повышенной водоотдачей влечет за собой вывалообразование на незакрепленном призабойном участке.

Для проведения компьютерного моделирования [2] и выполнения расчетов при определении параметров крепи стволов выполнены лабораторные определения показателей физико-механических свойств горных пород, вмещающих обследованные стволы. Результаты приведены в таблице 1. В частности установлены такие диапазоны изменения показателей прочности: для песчаников – 35...140 МПа; песчаных сланцев – 40...100 МПа; глинистых сланцев (аргилито-алевролитов) – 25...60 МПа. Учитывая решаемую задачу, проведены испытания образцов в условиях увлажнения. На рис. 1 показаны графики функции $\sigma_{сж} = f(w)$. Обработкой данных испытаний установлены аналитические выражения определения прочности пород с учетом их влажности.

Таблица 1. Результаты определения физико-механических свойств пород, вмещающих обследованные стволы Донбасса

| Порода | Песчаники | Песчаные сланцы | Глинистые сланцы |
|--|--------------|-----------------|------------------|
| Показатели | | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 |
| Плотность, г/м ³ | 2,35...2,69 | 2,44...2,70 | 2,38...2,67 |
| 1 | 2 | 3 | 4 |
| Пористость, % | 2,0...10,0 | 2,5...9,0 | 3,0...8,0 |
| Влажность, % | 0,9...3,0 | 1,3...2,10 | 1,65...3,12 |
| Прочность: | | | |
| $\sigma_{сж}^{\perp}$, МПа | 35,0...140,0 | 40,0...100,0 | 25,0...60,0 |
| σ_p^{\uparrow} , МПа | 9,0...18,1 | 4,53...12,3 | 2,2...7,3 |
| σ_p^{\perp} , МПа | 2,5...13,0 | 2,0...7,0 | 1,5...5,2 |
| Модуль Юнга x10 ⁻³ , МПа | 17,0...53,0 | 16,0...33,0 | 14,0...29,0 |
| Коэффициент Пуассона | 0,15...0,25 | 0,20...0,30 | 0,22...0,33 |

Зависимость $\sigma_{сж} = f(w)$ для песчаников имеет вид гиперболы:

$$\sigma_{сж} = \frac{A_0}{b \cdot w}, \quad (1)$$

где $1,27 \leq A \leq 1,62$; $0,003 \leq b \leq 0,9$; w - влажность пород.

Для песчаных и глинистых сланцев указанная зависимость имеет вид прямой:

$$\text{песчаные сланцы} - \sigma_{сж} = a + bw, \quad (2)$$

где $a=96$; $b=-6$; w - влажность пород;

$$\text{глинистые сланцы} - \sigma_{сж} = a + bw, \quad (3)$$

где $a=49$; $b=-4$.

Таким образом, выражение примет вид:

$$\sigma_{сж}^{nc} = a + bw = 96 - 6w;$$

$$\sigma_{сж}^{zc} = a + bw = 49 - 4w. \quad (4)$$

Полученные зависимости (1,4) могут быть приняты в качестве граничных условий при проведении компьютерного вычислительного эксперимента.

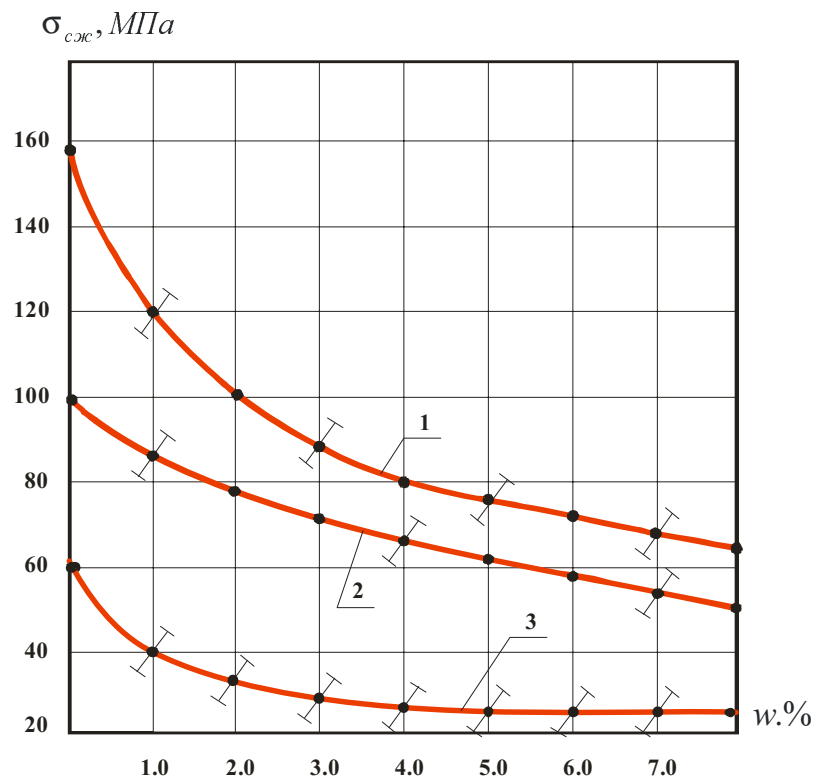


Рис.1 - Зависимость предела прочности пород от влажности:
1 – песчаники; 2 – песчаные сланцы; 3 – глинистые сланцы

Библиографический список

1. Борщевский С.В., Плешко М.С., Лиманский Д.В. Лабораторные и компьютерные исследования водостойкости и прочности бетонной крепи // Науковий вісник Національного гірничого університету, 2007. – №5. – С. 41–45.
2. Методическое пособие по комплексной геофизической диагностике породного массива и подземных геотехнических систем. / А.Ф. Булат, Б.М. Усаченко, А.А. Яланский, Т.А. Паламарчук, С.В. Борщевский и др. –Днепропетровск: ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины, 2004. – 75с.
3. Тарасов Б.Г., Дырдин В.В., Иванов В.В.. Геоэлектрический контроль состояния массива.– М.: Недра, 1983. – 215 с.
4. Паламарчук Т.А., Земба В.А., Сергиенко В.Н., Слащева Е.А. Электрометрический контроль пространственно-временной изменчивости литосферы вблизи геомеханических объектов. // Сб. научн. тр. – Днепропетровск: НГАУ. - Вып. 3. Т. 5. – 1998. – С. 168 – 171.
5. Глушко В.Т., Ямщиков В.С., Яланский А.А. Геофизический контроль в шахтах и тоннелях. - М.: Недра, 1987. - 278 с.

УДК 622.831

АКУСТИЧЕСКИЙ СПОСОБ ПРОГНОЗА ВЫБРОСООПАСНОСТИ ПЕСЧАНИКОВ*

Н. с. Бондаренко А.Д., к.т.н. Рубинский А.А., инж. Алексеев Е.В., МакНИИ, г. Макеевка, студ. Войтова Л.А., ДонНУ, г. Донецк

Для комбайнового проведения выработок был разработан способ прогноза выбросоопасности по акустическим характеристикам массива, при воздействии на него исполнительным органом проходческого оборудования.

* Научный руководитель – проф. Лысиков Б.А.

Теоретические основы способа (вкратце) заключаются в следующем.

Из физики твердого тела известно, что процессы хрупкого разрушения всегда сопровождаются образованием упругих колебаний (сейсмических волн).

При внезапном выбросе породы, угля и газа преобладающим является разрушение путем отрыва. Поэтому регистрация упругих колебаний в процессе ведения горных работ, и особенно в выбросоопасных условиях, позволяет судить о появлении условий возникновения внезапного выброса. Предпосылкой такого условия является ориентация трещин в процессе разрушения горного массива.

Если в процессе разрушения трещины расположены перпендикулярно груди забоя, то не возникают условия отрыва горной массы. Такое расположение трещин будет фиксироваться по низкому уровню амплитуды высокочастотной составляющей упругих колебаний.

Если в процессе разрушения трещины расположены параллельно забою, то возникают условия отрыва горной массы. Такое расположение трещин будет фиксироваться высоким уровнем амплитуды высокочастотной составляющей упругих колебаний.

Количественные значения параметров упругих колебаний определяются экспериментально для данных горно-геологических условий.

Акустический способ прогноза выбросоопасных песчаников основывается на наблюдениях за изменением амплитуды упругих колебаний, генерируемых в призабойной области породного массива в процессе разрушения песчаника рабочим органом комбайна. При этом амплитуду сигнала определяют на двух частотных уровнях – низкочастотном (250...1000 Гц) и высокочастотном (2000...8000 Гц) и по величине их отношения производится оценка состояния горного массива.

Выбросоопасными зонами являются такие, в которых отношение амплитуд превышает определенное критическое значение для данного пласта песчаника. С увеличением степени выбросоопасности пород отношение амплитуд растет.

Обобщенный анализ шахтных наблюдений показал, что наиболее надежным информативным отличительным признаком является отношение текущих значений амплитуд упругих колебаний на частотных уровнях (2000...8000 Гц) и (250...1000 Гц) в прогнозируемой зоне к среднему значению отношения амплитуд упругих колебаний на этих же частотных уровнях в неопасных зонах

$$K_{np} = \frac{Ki}{Kn} = \frac{Ki}{Kn} = \frac{A_f BЧ_i / A_s HЧ_i}{\frac{1}{n} \sum_1^n A_f BЧ_{ni} / A_f HЧ_{ni}}$$

где Ki - отношение текущих значений амплитуд упругих колебаний в прогнозируемой зоне;

\overline{Kn} - среднее значение отношения амплитуд упругих колебаний в неопасной зоне;

$A_f BЧ_i$ - текущее значение высокочастотного уровня амплитуды упругих колебаний в прогнозируемой зоне;

$A_f BЧ_{ni}$ - текущее значение высокочастотного уровня амплитуды упругих колебаний в неопасной зоне;

$A_f HЧ_i$ - текущее значение низкочастотного уровня амплитуды упругих колебаний в прогнозируемой зоне;

$A_f HЧ_{ni}$ - текущее значение низкочастотного уровня амплитуды упругих колебаний в неопасной зоне;

n - количество осредняемых значений отношений амплитуд акустического сигнала в неопасной зоне.

Данные теоретических расчетов позволили определить количественные показатели значения критерия акустического прогноза выбросоопасности пород:

- неопасное состояние и низкая степень выбросоопасности породного массива характеризуется численным значением критерия меньше единицы ($K_n < 1$);

- средняя степень выбросоопасности соответствует песчанику с численным значением критерия от единицы до двух ($K_n = 1 - 2$);

- высокая степень выбросоопасности соответствует песчанику с численным значением критерия большим двум ($K_n > 2$).

Не менее важным параметром является интервал выдачи заключения о состоянии песчаника в призабойной области. Этот интервал определяется цикличностью разрушения песчаника рабочим органом и определяется из зависимости:

$$t = \frac{H}{n\varphi},$$

где H - величина осевой подачи рабочего органа комбайна за цикл разрушения пород в забое, м;

h - глубина внедрения шарошек за один оборот рабочего органа, мм-об;

φ - скорость вращения рабочего органа, об./мин.

Для буровзрывного способа проведения предложены, но не доведены до нормативного способа несколько методик, которые как и для комбайнового используют параметры акустического сигнала.

УДК 622.035.4

НОВАЯ КОНЦЕПЦИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА СТАНЦИЙ МЕТРОПОЛИТЕНА НА ЛИНИЯХ МЕЛКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ

Ст. преп. Бабичев В.А., студ. Флоринский Т.А., ДонНТУ, г. Донецк, Украина

Многих недостатков традиционного метода сооружения метрополитена на линиях мелкого заложения можно избежать, если работы на перегонах и на станционных комплексах пускового участка линии объединить в единый технологический процесс. Решить эту задачу можно на основе поточного метода организации работ на всем пусковом участке строящейся линии.

Суть новой концепции заключается в непрерывной (сквозной) проходке перегонных туннелей на всем протяжении пускового участка строящейся линии (3-4 км) и последовательном сооружении каждого станционного комплекса по мере продвижения через него проходческих щитов.

Работы по сооружению всех станций на новом пусковом участке выполняет одно специализированное подразделение. К строительству очередной станции приступают только после того, как перегонные щитовые комплексы пройдут часть трассы в пределах этой станции.

Последовательность этих работ по сооружению станции показана на рис. 1. Путь тоннели станции сооружают проходческими щитовыми комплексами перегонных туннелей. Затем в этих туннелях устанавливают временное подкрепление в виде рам или специального распорного устройства, после чего приступают к сооружению платформенной части станции. Для этого между туннелями разрабатывают котлован со стержневым креплением откоса, демонтируют тубинги временного заполнения обделки путевых туннелей и устраивают плиту основания.

На подготовленное основание устанавливают два ряда колонн с ригелями, на которые укладывают элементы перекрытия. Их омоноличивают между собой, сваривая выпуски арматуры и укладывая бетонную смесь в стыки. После набора бетоном омоноличивания проектной прочности бетонируют зазор между обделкой путевых туннелей и консольными выступами

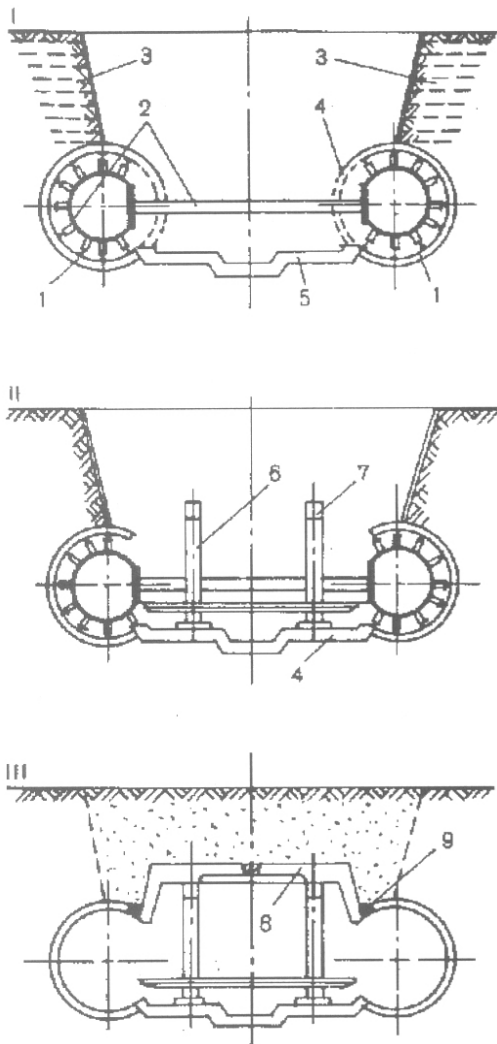


Рис. 1 Последовательность сооружения колонной станции полузакрытым способом

1 – путевые тоннели; 2 – распорные устройства; 3 – стержневая крепь котлована; 4 – тубинги временного заполнения; 5 – плита основания; 6 – колонны; 7 – ригели; 8 – элементы перекрытия; 9 – продольные распределительные балки

плиты перекрытия. Образованные таким способом продольные распределительные балки обеспечивают полное опирание разомкнутой обделки на плиты перекрытия и равномерную передачу нагрузки. Для обеспечения устойчивости конструкции станции распорную систему снимают после устройства гидроизоляции и обратной засыпки станции грунтом.

Полузакрытый способ работ при сооружении колонной станции обуславливает различные приемы для обеспечения ее водонепроницаемости. Гидроизоляция путевых тоннелей осуществляется в соответствии с методами, предусмотренными для сборных железобетонных обделок перегонных тоннелей метрополитена, по перекрытию станции и лотковой плите устраивается оклеечная гидроизоляция в соответствии с приемами, разработанными для конструкций открытого способа работ.

Рассматриваемый способ сооружения станции включает специальные мероприятия, которые призваны обеспечить устойчивость откоса в верхней части котлована и исключить деформации в его основании. Учитывая небольшую высоту откоса котлована над обделкой путевого тоннеля, для закрепления откоса рекомендуется использовать армогрунтовую конструкцию в виде стержневой крепи. Чтобы исключить деформацию обделки путевого тоннеля в слабых грунтах, необходимо предусмотрев распорную систему как внутри тоннеля, так и между тоннелями.

Консольное перекрытие станции может быть выполнено как в сборном, так и в монолитном исполнении. С учетом значительных размеров и массы сборной консольной плиты перекрытия, ее можно выполнить из двух симметричных элементов, состыкованных по оси станции. В сборном исполнении плиту перекрытия укладывают на ригели, а монолитное безбалочное перекрытие устраивают непосредственно по колоннам.

УДК 622.281.4

МОДЕЛЮВАННЯ НА ЕКВІВАЛЕНТНИХ МАТЕРІАЛАХ ПРОЦЕСУ ДЕФОРМУВАННЯ НАБРИЗКБЕТОННОГО І ФІБРОБЕТОННОГО КРІПЛЕНЬ

Доц. Коваленко В.В., студенти: Деменко Д.О., Мороз А.О., Подюменко А.В. НГУ, м. Дніпропетровськ, Україна

Метод еквівалентних матеріалів застосовують для вивчення проявів гірського тиску в капітальних і підготовчих виробках, взаємодії кріплення з породним масивом, деформацій, що виникають у приконтурному масиві й, як наслідок, у кріпленні.

Метою моделювання було вивчення взаємодії набризкбетонного кріплення з породним масивом, а також визначення впливу процесу армування набризкбетону волокнами на збільшення міцносних параметрів набризкбетонного кріплення капітальної виробки.

У результаті підбора сумішей з еквівалентних матеріалів для лабораторних досліджень були запропоновані наступні рецептури (зі співвідношенням вихідних компонентів по вазі):

піщанистий сланець (пісок - 95,2%, парафін - 3,2%, графіт - 0,9%, солідол - 0,7%), глинистий сланець (94,6%:3,8%:0,9%:0,7%), піщаник (92,3%:6,4%:0,9%:0,4%), вугілля (96,6%:1,9%:0,9%:0,6%).

Для моделювання набризкбетону були проведені випробування по підбору матеріалів і дослідженню композицій. Вихідними компонентами для готування сумішей були цемент, пісок дрібної фракції, гіпс, рідке скло, полімерний клей. У результаті проведених випробувань для фізичного моделювання був використаний стандартний склад набризкбетону на основі цементу й дрібнозернистого піску в співвідношенні 1/3 з додаванням рідкого скла (1%). Кріплення готували з використанням шаблона.

За рахунок використання для приготування еквівалентного матеріалу цементу й піску були дотримані принципи подоби для набризкбетонного кріплення. Через відповідний час кріплення виймали із шаблона для подальшої його установки. При формуванні виробки в моделі з еквівалентних матеріалів також використали даний металевий шаблон. За рахунок цього досягалася ідентичність у параметрах кріплення та отвору.

Для моделювання фібробетону була використана поліпропіленова фібра з довжиною волокон до 2мм і товщиною 18мкм, що додавалася до складу цементно-піщаного розчину.

На підставі проведених досліджень на рис. 1 представлений графік, що відбиває порівняльну зміну сумарних зсувів у виробках, закріплених набризкбетонним і фібробетонним кріпленнями залежно від навантаження.

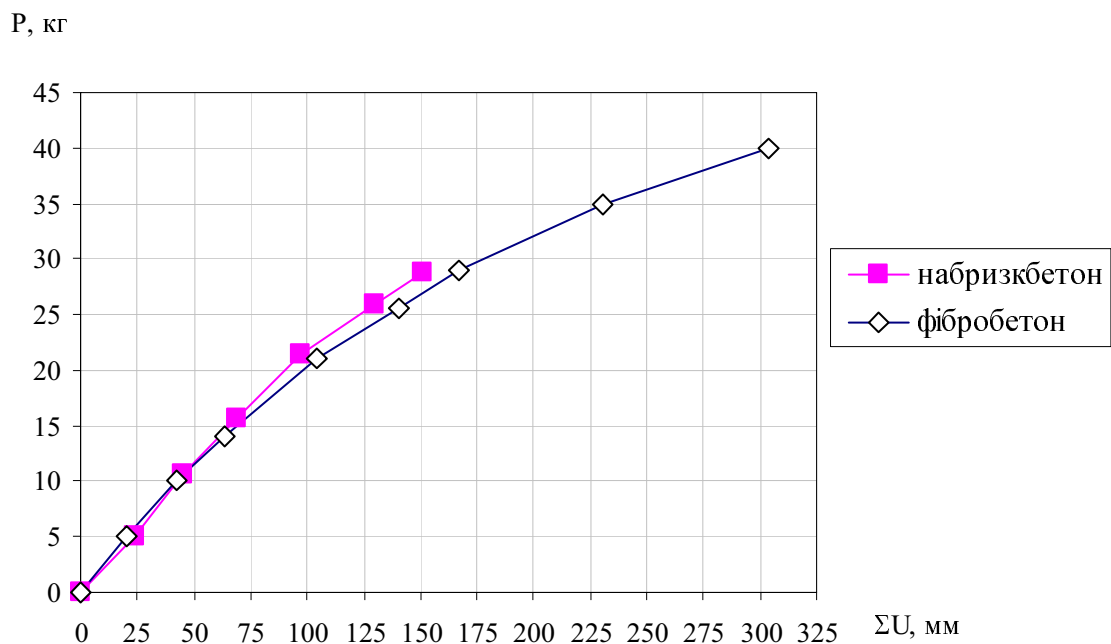


Рис. 1. Сумарна приведена конвергенція порід у виробках з набризкбетонним і фібробетонним кріпленнями залежно від зовнішньої нарузки

Експериментами встановлено, що найбільшою стійкістю в процесі навантаження моделей характеризувалось фібробетонне кріплення, яке може продовжувати працювати в режимі деформацій і тріщиноутворення при розмірах навантажень, за яких набризкбетонне кріплення руйнується. У початковий період навантаження моделі (5...10кг) відбувається реалізація напружень через обтиснення кріплення. Спостерігаються незначні деформації ліній сітки. Далі при збільшенні навантаження до 20 кг з'являються тріщини в боках виробки в породах, що вміщують. Це свідчить про високий рівень зчеплення набризкбетонного кріплення з породним контуром і внаслідок перерозподілу напружень у приконтурній зоні виробки з боків кріплення формуються зони ослаблених порід. При фібробетонному кріпленні деформаційні процеси в поро-

дах, а також у кріпленні протікають менш виражено, через в'язкий деформаційний характер формування тріщин у кріпленні, а отже й менш інтенсивного й більше тривалого процесу перерозподілу напружень у масиві порід.

Аналізуючи отримані результати можна зробити висновок про те, що фібробетонне кріплення в порівнянні з набризкбетонним є більше ефективним через те, що основна робота фібробетонного кріплення проявляється при навантаженнях, що є критичними для набризкбетонного кріплення. Фібробетонне кріплення характеризується меншими зсувами в початковий період і високими показниками роботи на стадії тріщиноутворення.

УДК 624.138.24

ИНЪЕКЦИОННЫЙ СПОСОБ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ И ОСТАНОВКИ ОПОЛЗНЕВЫХ ПРОЦЕССОВ НА ПОБЕРЕЖЬЕ КРЫМА

Проф. Должиков П.Н., асп. Кирияк К.К., ДонГТУ, г. Алчевск, Украина

Неблагоприятная горногеологическая ситуация, запредельные техногенные нагрузки на грунтовый массив привели к повсеместному развитию оползневых процессов на побережье Крыма. Анализ сложившейся ситуации показал, что основные причины сдвижения грунтов – это необоснованная строительная нагрузка, обводненность участков строительства, проектные ошибки. Поэтому на оползневых участках возникают аварийные ситуации или они непригодны для ведения строительных работ.

В качестве нового технического решения по предупреждению и стабилизации оползневых процессов предлагается способ напорной инъекции в покровные и коренные породы цементно-силикатного раствора. Сущность данного способа заключается в следующем.

На первом этапе выполняются изыскательские работы скважинными, геофизическими и лабораторными методами, что позволяет получить исходные данные для проектирования. Выполняется полный инженерный расчет технологических параметров инъекции раствора.

Второй этап включает в себя: бурение и оборудование наклонных скважин; приготовление цементно-силикатного раствора; инъектирование грунтовой толщи заходками по полуциркуляционной схеме; установка расчетной системы анкеров и заведение их в ростверки; создание единой подземной противооползневой конструкции.

На заключительном этапе осуществляется контроль качества работ геофизическими, скважинными методами и устанавливается система мониторинга.

Натурные испытания данного способа проведены на трех строительных объектах в г. Ялта. Эти работы позволили убедиться в перспективности данного способа и необходимости его совершенствования. На сегодняшний день первостепенными задачами по научному обоснованию данного способа являются: обоснование компьютерной модели и разработка программы автоматизированного расчета процесса; решение геомеханической задачи с учетом гидроактивизации массива; проведение серии натурных экспериментов в различных геолого-строительных условиях.

Разработки в области данной научно-практической темы позволяют оптимизировать технологические решения и повысить эффективность способа: унифицировать технические решения и разработать инструкцию по применению данного способа; сократить сроки и стоимость выполнения строительно-монтажных работ; обеспечить безопасные условия строительства и эксплуатации зданий и сооружений на оползнеопасных участках.

РОЗРАХУНОК ОБСЯГУ ПОРОДНОГО ВАЛУ ПРИ КРИВОЛІНІЙНО - УСТУПНІЙ ФОРМІ ПРОХІДНИЦЬКОГО ВИБОЮ

Доц. Шкуматов О.М., маг. Галоян В.А., ДонНТУ, м. Донецьк

Дана робота є продовженням циклу публікацій, присвячених питанню спорудження

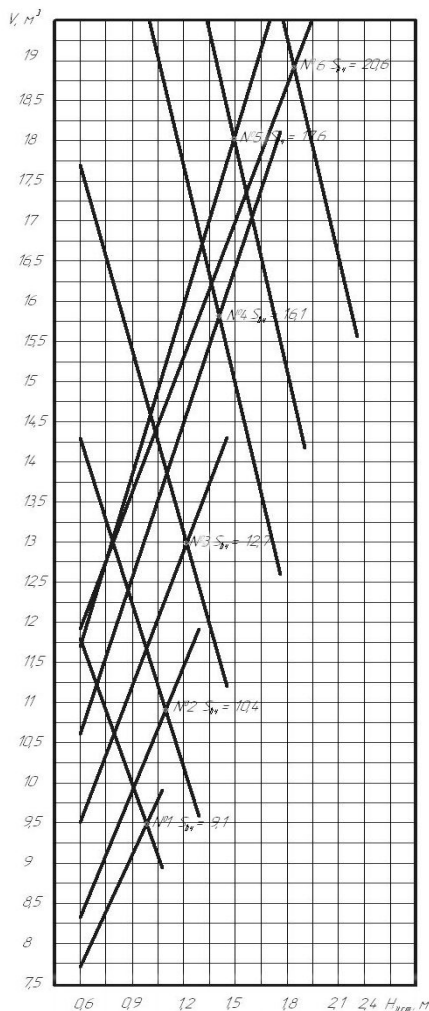


Рис.1. Залежність обсягу породи у криволінійно-прямолінійній частині прохідницького вибою від висоти уступу

гирничих виробок за допомогою буровибухової технології з використанням нетрадиційної (криволінійно – уступної) форми прохідницького вибою [1]. При вибуху набоїв у шпурах, розташованих в уступі, обсяг відбитої породи повинен бути достатнім для утворення на підшві виробки захисного валу, який перешкодить розльоту породи, відбитої при наступних вибухах. Це усуне деформацію кріплення й комунікацій у виробці, що спрягається. Мінімальна висота уступу $H_{уст.мин} = 0,5$ м, тому що мінімальна відстань шпурів від контуру виробки - 150 мм, ЛНО для породи - не менш 300 мм, для вугілля – не менш 500 мм, а діаметр шпуру – 42 мм. Максимальна висота уступу в мм визначається згідно з (1).

$$H_{уст.макс} = H_{вч} - 1800, \quad (1)$$

де $H_{вч}$ – висота виробки вчорні, мм; 1800 мм – мінімальна висота виробки.

Обсяг породного валу при довжині заходки $l_{зах}=1000$ мм і коефіцієнті розпушування $K_p=1,7$ визначається за допомогою номограми, зображеної на рис.1. Вона свідчить про те, що зі збільшенням висоти уступу обсяг відбитої породи в інших частинах прохідницького вибою зменшується пропорційно за лінійним законом. Точка перехрещення ліній свідчить про рівність обсягів породи в уступній та в решті частин вибою. Таке співвідношення забезпечує стійкість утвореного породного валу. Якщо його обсяг менший ніж сумарний об'єм породи у криволінійно-вертикальній частині, то ймовірність зносу валу уламками відбитої породи зростає. При більших значеннях обсягу породного валу він заважає розльоту породи, що потребує зменшення довжини заходки.

Бібліографічний список

1. Шкуматов А.Н. О повышении эффективности взрывания зарядов врубовых шпуров при строительстве сопряжений горных выработок / А.Н. Шкуматов // Научный вестник национального горничого университета. - Дніпропетровськ: НГУ, 2007. - № 12. - С.3-6.

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ КОМПЕНСАЦИОННОГО УЗЛА АРОЧНОЙ ПОДАТЛИВОЙ КРЕПИ

Ст. преп. Ю.И. Кобзарь, доц. Г.Г. Левчинский, студ. Р.Г. Заставной, АФГТ ВНУ им. В.Даля, г. Антрацит, Украина

Подготовительные выработки глубоких угольных шахт Донбасса поддерживаются в сложных горно-геологических и горно-технических условиях. С каждым годом ухудшаются условия поддержания крепи выработок, в связи с увеличением глубины разработки деформированы 40% выработок, а в аварийном состоянии находится 20%.

Как показывает опыт эксплуатации выработок закрепленных арочной податливой крепью основными фактором снижающим устойчивость выработок, проводимых по простиранию, является несовпадение направления податливости постоянной крепи с преобладающими смещениями породного контура, которое отмечается в 57 % выработок.

В выработках, пройденных по простиранию, преобладает смещение контура в направлении нормальном к напластованию, т.е. большие деформации кровли в сечении наблюдаются со стороны падения пород. Одним из дополнительных факторов, снижающим устойчивость выработок, является степень ослабления угленосной толщи под действием геомеханических процессов, в частности водонасыщения. Увлажнение окружающих выработки пород совместно с естественной трещиноватостью приводит к тому, что вокруг выработок на большой глубине образуется техногенная структура, формирующая неравномерную нагрузку на крепь. Наблюдения за арочной податливой крепью показали как в пластовых, так и в полевых штреках, что узел податливости срабатывает, как правило, быстрее со стороны падения пород, а со стороны восстановления верхняк и стойка теряют соосность, податливость не реализуется, срез стойки развальцовывается и происходит разрыв хомутов.

С этой целью изучались достоинства и недостатки широко используемых в угольных шахтах Донбасса конструкций и соединений, в частности состоящих из П-образных скоб, планок и гаек, узла податливости ЗСД конструкции ДонУГИ, узлов податливости ЗПК конструкций НИИОГР и КузНИУН [1,2].

С целью использования и объединения лучших качеств узлов податливости ЗСД и ЗПК предлагается на широкую фигурную планку ЗСД установить с помощью сварки перпендикулярно планку – «тормоз» выполненную по контуру спецпрофиля со стороны днища (рис. 1).

В предлагаемом узле одна скоба установлена перпендикулярно, а другая наклонно к профилю, они жестко соединены друг с другом и работают совместно, что улучшает податливую характеристику крепи и исключает неконтролируемый перекосяк и перемещение скоб в процессе скольжения элементов крепи, а перпендикулярный «тормоз» за счет своей формы сжимает только фланцы спецпрофиля, что повышает жесткость раздвижки фланцев при натяжении узла, т.е. данное изменение в узле податливости ЗСД по аналогии с узлом ЗПК позволяет обеспечить увеличение сопротивления податливости в 1,2-1,4 раза, что дает возможность использовать их при арочном креплении со стороны падения пород, т.е. в месте большей асимметричной нагрузки на арочную крепь.

Установка данной конструкции на раму арочной крепи позволяет замедлить процесс срабатывания замка податливости со стороны больших нагрузок и включить в работу замок ЗСД без «тормоза» со стороны меньших нагрузок. В результате одновременной работы обоих узлов податливости арочная крепь более равномерно воспринимает нагрузку, что положительно скажется на устойчивости выработки.

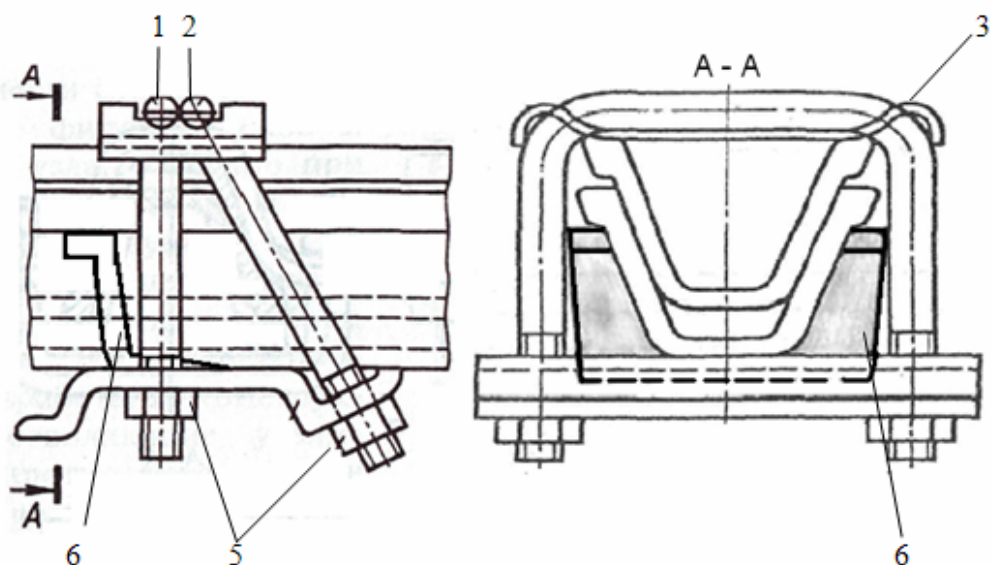


Рис. 1 – Конструкция компенсационного узла разноподатливой арочной крепи
1,2 – прямоугольная скоба с резьбой; 3 – фигурный хомут; 4 – планка; 5 – гайка; 6 – планка-«тормоз»

Библиографический список

1. Литвинський Г.Г. Гайко Г.І., Кулдирикаєв М.І. Сталеve рамне кріплення гірничих виробок. – К.: Техніка, 1999. – 216 с.
2. Халемендик Ю.М., Александров С.Н., Вишневский В.В. Замковые соединения усиленной конструкции для повышения устойчивости горных выработок // Уголь Украины. – 2007. – № 2. – С. 16-19.

УДК 622.235.:622.817

ПРЕДОТВРАЩЕНИЕ ВЗРЫВОВ МЕТАНО-ВОЗДУШНЫХ СМЕСЕЙ ПРИ ВЗРЫВНЫХ РАБОТАХ

Доц. Калякин С.А., студ. Нечапорок А.Г. ДонНТУ, г.Донецк, Украина

Взрывобезопасность производственных процессов является неотъемлемой частью системы охраны труда и безопасности взрывных работ на технологических выемочных и подготовительных участках угольных шахт. Вместе с тем, на этих участках угольных шахт происходит основная часть воспламенений метано-воздушной смеси (МВС) и пылевоздушной смеси (ПВС), которые часто заканчиваются катастрофами.

Анализ последних исследований, посвященных данной проблеме показал, что создание систем предотвращения и локализации взрывов взрывоопасной среды должно базироваться на автоматическом создании в выработке взрывопреграждающей предохранительной среды. Для этого на участке горной выработки, еще не затронутой взрывом, принудительно распыляют жидкие или порошкообразные ингибиторы реакции окисления метана. Назначение такой непрерывной газодисперсной предохранительной среды - предотвратить воспламенение метана, снизить параметры опасных факторов взрыва до безопасных значений и оказать локализирующее действие на распространение пламени и ударной волны в горной выработке. Обоснование безопасных параметров предохранительной среды при взрывных работах имеет важное научное значение.

Целью статьи является рассмотрение условий создания при взрывных работах в забоях горных выработок газодисперсной предохранительной среды, способной эффективно ингибировать и предотвращать развитие взрывной реакции окисления метана.

Основы теории цепных реакций позволяют выбрать способ химического регулирования скорости и полноты химических реакций при взрыве газоздушных смесей. Реализуется этот способ путем добавления специальных ингибиторов в реагирующую смесь.

Ингибиторы (от лат. *mhibeo* – останавливаю, сдерживаю) – это вещества, тормозящие химические реакции. Тормозящее действие обусловлено тем, что ингибитор блокирует активные центры, с помощью которых развиваются цепные реакции, и переводит их в малоактивные продукты, не способные продолжать эти реакции. Ингибирование цепных реакций характеризуется длительностью тормозящего действия ингибитора τ_u . Число цепей f , которые обрывает одна молекула ингибитора, последовательно вступая в реакции обрыва цепей, называют стехиометрическим коэффициентом ингибирования. При исходной концентрации ингибитора C_u и скорости инициирования цепей реакции ω_o период тормозящего действия ингибитора равен:

$$\tau_u = \frac{f \cdot C_u}{\omega_o} \quad (1)$$

Известно, что скорость инициирования цепей реакции зависит от концентрации радикалов – n и времени их «жизни» – t_R , следовательно, ее можно определить по формуле:

$$\omega_o = \frac{n}{t_R} \quad (2)$$

Принимаем во внимание, что тормозящее действие ингибитора τ_u должно быть не меньше периода индукции цепного взрыва, то есть $\tau_u \geq t_i$. Тогда подставляем уравнение (2) в (1) и после несложных преобразований получим критическое условие для процесса ингибирования цепных реакций:

$$\frac{t_i}{t_R} = \frac{fC_u}{n} = 1 \quad (3)$$

Критическое условие (3) позволяет установить один из важных параметров, обеспечивающих предотвращение взрывов газоздушных смесей. Это – концентрация ингибитора во взрывоопасной среде, переводящая ее в невзрывчатое состояние путем флегматизации и торможения в ней цепных реакций. Вопрос определения концентрации ингибитора, флегматизирующего взрывчатую метановоздушную смесь – МВС (9-10% CH_4), подробно рассмотрен в работе [1]. В опытном штреке МакНИИ создавались большие объемы взрывчатой МВС, которые моделировали аварийные ситуации, возникающие при выделении метана в угольных шахтах. По специальной методике, предложенной проф. Н.Р. Шевцовым, в МВС распылялись соли-ингибиторы окисления метана, и подавался иницирующий импульс, вызывающий ее взрыв. Результаты данных исследований приведены в табл. 1.

Таблица 1 – Результаты экспериментов по определению концентрации ингибитора, флегматизирующего МВС

| Ингибитор | Средний размер частиц, $d_{ин}$, мкм | Плотность кристаллов, ρ_u , кг/м ³ | Удельная поверхность соли, S_y , м ² /кг | Флегматизирующая концентрация, C_u , г/м ³ |
|-------------|---------------------------------------|--|---|---|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| <i>NaCl</i> | ~ 2500 | 2160 | 1,11 | ~ 550,0 |
| <i>NaCl</i> | ~ 500 | 2160 | 5,55 | 200...250 |
| <i>NaCl</i> | ~ 40...50 | 2160 | 61,73 | 13,3 |
| <i>NaCl</i> | ~ 32,2 | 2160 | 86,00 | 9,096 |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
| <i>KCl</i> | ~ 200 | 1990 | 15,07 | 61,0 |
| <i>KCl</i> | 50...70 | 1990 | 40,2 | 36,3 |
| <i>KCl</i> | ~ 40 | 1990 | 75,38 | 10,3 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 |
|-----------------------|-----------|------|--------|--------|
| Na_2SO_4 | 600...800 | 2698 | 3,18 | 290,0 |
| $NaHCO_3$ | 300...500 | 2200 | 7,8 | 150,0 |
| CaF_2 | ~ 100 | 3180 | 18,87 | 26,9 |
| Na_2CO_3 | 200...300 | 2533 | 11,844 | ~ 55,0 |
| <i>Вода</i> | - | 1000 | - | 360,0 |
| <i>NaCl 25% p-p</i> | ~ 10 | - | - | 36,3 |
| <i>KCl 17% p-p</i> | ~ 10 | - | - | 68,0 |
| <i>Пыль сланцевая</i> | ~ 70 | - | ~ 40,0 | 788,0 |

Концентрация ингибитора, флегматизирующая взрывчатую газозвдушную смесь, должна определяться функцией вида:

$$C_u = \varphi(I, S_y),$$

где I – ингибирующая активность соли с учетом фактора ее химической природы; S_y – удельная поверхность соли. Согласно работе [2], ингибирующая активность соли с ионной связью может быть оценена по уравнению:

$$I = \frac{F \cdot S}{M_e} = \frac{B_M \cdot N_A}{B_R \cdot M_e} \cdot S_y, \quad (4)$$

где B_M – валентность металла;

B_R – количество валентно ненасыщенных связей у радикала;

N_A – количество атомов металла в молекуле соли;

M_e – молекулярный вес соли-ингибитора.

Результаты этих исследований позволили получить уравнение для определения флегматизирующей МВС концентрации любой соли-ингибитора, имеющей ионную связь:

$$C_u = \frac{13,37773 \cdot M_e}{F \cdot S_y}, \text{ г/м}^3. \quad (5)$$

Обоснование параметров ингибирования взрывоопасных смесей через флегматизирующую их концентрацию солей-ингибиторов позволило перейти к разработке технических средств взрывозащитного принудительного действия для локализации и предотвращения взрыва газозвдушных смесей. При взрывных работах в качестве таких средств нужно использовать заряды высокопредохранительных взрывчатых веществ. Они представляют собой высокоплотные порошкообразные смеси, состоящие из 10% сенсibilизатора детонации и 90% ионообменной пары солей, образующих при взрывной реакции за фронтом детонационной волны ультрадисперсную соль-ингибитор в виде наночастиц. Заряды из таких систем детонируют с низкой скоростью – около 1500...1800 м/с, в зависимости от плотности патронирования и диаметра. При их детонации образуется соль-ингибитор в виде наночастиц, которая увлекается расширяющимися продуктами взрыва сенсibilизатора в движение со скоростью около 1000 м/с. В результате этого в течение всего нескольких миллисекунд продукты взрыва и наночастицы соли-ингибитора флегматизируют большие объемы взрывоопасных газозвдушных смесей. В работе [3] даны параметры таких энергонасыщенных ингибиторных систем, обеспечивающих их безопасное применение во взрывчатых МВС. Основным параметром, ответственным за эффективность и безопасность применения этих систем, является масса критического заряда, которая флегматизирует объем взрывоопасной газозвдушной смеси и одновременно не может быть источником ее воспламенения и детонации. Исходя из критических условий инициирования детонации МВС, была установлена критическая масса открытого заряда детонирующей ингибиторной системы:

$$m_{кр} = \frac{1,18942114 \cdot 10^{16}}{\rho_{u.c}^{0,5015} \cdot D_{u.c}^{4,5045}}, \text{ кг}, \quad (6)$$

где $\rho_{u.c}$ – плотность патронирования, кг/м³;

$D_{u.c}$ – скорость детонации, м/с.

В табл. 2 приведены экспериментальные данные по определению параметров подавления взрывов МВС с помощью детонирующих зарядов ПВВ.

Таблица 2 – Результаты взрывоподавления МВС с помощью зарядов детонирующих ПВВ

| Характеристика и состав ПВВ | | | Плотность ПВВ, г/м ³ | Скорость, Д, м/с | Предельный заряд, кг | Флегматизирующая концентрация, г/м ³ | Объем флегматизации МВС, м ³ |
|-----------------------------|--|---------------------------------|---------------------------------|------------------|----------------------|---|---|
| сенсibilизатор | ионообменная пара | ингибитор | | | | | |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| Нитроэфир | NaNO ₃ - NH ₄ Cl | NaCl | 1,17 | 1676 | 1,03 | 5,83 | 65,2 |
| То же | NaNO ₃ - (NH ₄) ₂ HPO ₄ | Na ₃ PO ₄ | 1,22 | 1550 | 1,43 | 5,45 | 95,0 |
| То же | Ca(NO ₃) ₂ · 4H ₂ O-NH ₄ Cl | CaCl ₂ | 1,2 | 1700 | 0,954 | 5,53 | 62,3 |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 |
| То же | KNO ₃ -NH ₄ Cl | KCl | 1,2 | 1800 | 0,737 | 7,420 | 41,7 |
| То же | LiNO ₃ -NH ₄ F | LiF | 1,25 | 1600 | 1,230 | 2,60 | 101,8 |

Результаты исследований, приведенные в табл. 2 показывают, что детонирующие ингибиторные системы в виде зарядов ПВВ массой 1,2...1,4 кг могут надежно предотвращать воспламенение достаточно больших объемов МВС (до 100 м³). Учитывая их эффективность при короткозамедленном взрывании можно успешно сочетать высокие показатели взрывных работ с предотвращением взрывов МВС в тех случаях, когда в забоях выработок образуются взрывоопасные смеси метана и угольной пыли с воздухом.

Выводы

Определены эффективные условия для создания предохранительной среды в забоях горных выработок при взрывных работах с помощью газодисперсных ингибиторных систем, образующихся при детонации зарядов высокопредохранительных ВВ. При короткозамедленном взрывании зарядов ПВВ одновременно с разрушением горных пород в забое образуется предохранительная среда, которая предотвращает воспламенение метана.

Библиографический список

1. **Калякин С.А.** Определение концентрации ингибитора, флегматизирующей метановоздушную смесь: материалы V Межд. научн.-практ. конференции [«Становление современной науки- 2007»], (София, 1-15 октября 2007 г.). – София: Бял.Град-БГ, 2007. – С. 59-66.
2. **Калякин С.А.** Выбор солей-ингибиторов для предохранительных взрывчатых веществ / Калякин С.А. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2007. – С. 161-170. – (Сб. Взрывное дело № 97/54).
3. **Калякин С.А.** Критические условия инициирования взрыва метановоздушной смеси открытым зарядом взрывчатого вещества / Калякин С.А. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу», 2007. – С. 170-181. – (Сб. Взрывное дело № 97/54).

УДК 622.831.322

ВНЕЗАПНЫЕ ВЫБРОСЫ ПОРОДЫ ПРИ ПРОХОДКЕ ТУННЕЛЕЙ В НОРВЕГИИ

Проф. Лысыков Б.А., инж. Сирачев И.Ж., студ. Цехла А.А., ДонНТУ, г. Донецк

Топографические условия Норвегии – крутые и высокие горы, побережье, разрезанное фиордами, определяют широкое применение подземного строительства, в том числе туннелей, обеспечивающих транспортную связь районов страны.

Общая длина норвежских туннелей составляет более 5100 км, т.е. на каждого жителя страны приходится около 1 м туннелей.

В Норвегии при подземном строительстве накоплен большой опыт сооружения туннелей в сложных горно-геологических условиях, в том числе и в выбросоопасных условиях, которые проявляются при значительной мощности покрывающей толщи или в зонах геологических нарушений при высоких напряжениях в породах. При экскавации таких пород их нагрузка от напряжений может проявляться в расслаивании или выбросах.

Примером работ в таких условиях служит автомобильный туннель Laerdal длиной 24,5 км, находящийся под толщей пород 1450 м. На некоторых участках туннеля наблюдалось интенсивное расслаивание пород. В наиболее сложных местах слои пород выбрасывались на 20 м от забоя. Здесь в качестве первичной крепи были применены анкерные болты и усиленный набрызгбетон, стабилизирующие ситуацию.

Серьезной опасностью при сооружении подземных объектов являются внезапные выбросы породы. При ее экскавации включается механизм высвобождения потенциальной энергии деформаций, накопленной в массиве, что инициирует выброс породы.

Общие характеристики внезапного выброса пород по результатам исследований норвежских специалистов, заключаются в следующем:

- выброс часто происходит в массиве твердых пород, таких, как кварцевый диорит, гнейсы, песчаники, которые не содержат сочленений блоков и неоднородностей, или в породах, где регулярные сочленения закупориваются минеральными осадками;

- выброс часто происходит в породах прочностью на сжатие от 100 до 200 МПа (или более), со статическим модулем упругости от 30 до 50 ГПа (1 ГПа – гигапаскаль = 1000000 кПа) и высокой хрупкостью;

- выброс часто происходит при мощности перекрывающей толщи 800-1000 м (или более) в породах, изначально имеющих горизонтальные напряжения. Выбросы могут также случаться и на меньших глубинах;

- выбросы не происходят в породах, содержащих подземные воды, преимущественно, из-за наличия при этом открытых сочленений, препятствующих распространению напряжений;

- выбрасываемые породы обычно имеют плоскую линзообразную форму. При керновом бурении образцы таких пород разделяются на диски;

- выбросы часто происходят непосредственно после взрывных работ.

Мерами, предотвращающими внезапный выброс пород, являются:

- установка анкерных болтов, работающих по системе фрикционного сопротивления вдоль всей длины болта. Сопротивление выбросу создается радиальными усилиями на стенки скважины после установки болта;

- создание слоя первичной крепи набрызгбетоном, усиленным стальной сеткой;

- механизированное измельчение выступов, оставшихся после взрывных работ и являющихся точками концентрации напряжений.

Интенсивное расслаивание и выбросы пород могут сопровождаться треском или хлопками, создавая драматический эффект и иногда действуя, как предупреждающие сигналы. Однако, средние напряжения пород не сопровождаются такими признаками и поэтому могут быть также очень опасными. Смертельные случаи происходили, когда высокие напряжения в породах были неочевидными, создавая обманчивое чувство безопасности. В менее хрупких породах деформации могут продолжаться долгое время (недели, месяцы), после чего стать причиной потенциальных опасностей для проходческого персонала.

Еще одной угрозой при строительстве подземных объектов, особенно, в слабых породах, является такой специфический вид деформаций, как сжатие. На рис. 1 показаны результаты анализа методом конечных элементов поведения породного массива, окружающего туннель. Здесь изображены векторы перемещения породных масс и контур деформируемого профиля туннеля. На рис. 2 изображена модель деформации пород, окружающих туннель.

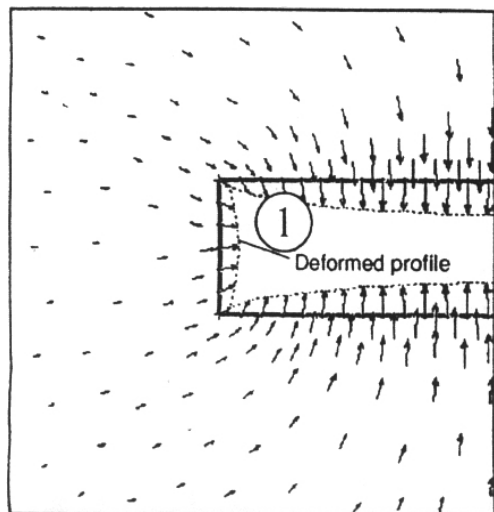


Рис. 1 Результаты анализа методом конечных элементов поведения породного массива, окружающего туннель
1 – деформированный профиль

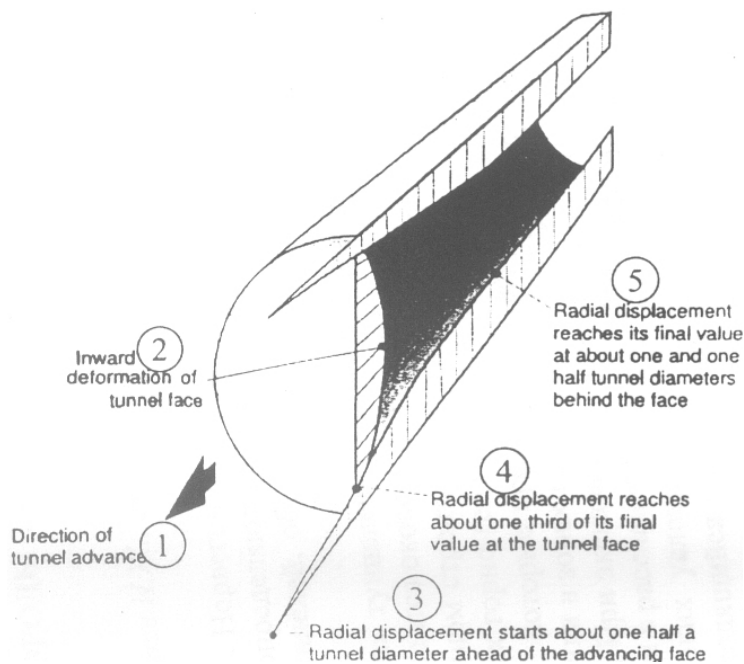


Рис. 2 Образец деформации породных масс, окружающих подвижающийся туннель
1 – направление продвижения туннеля; 2 – деформация забоя вовнутрь туннеля; 3 – радиальное перемещение начинается перед подвижающимся забоем на расстоянии около половины диаметра туннеля; 4 – радиальное перемещение достигает около 1/3 его окончательного значения в забое туннеля; 5 – радиальное перемещение достигает окончательного значения на расстоянии $1\frac{1}{2}$ диаметра туннеля позади забоя

Деформации пород начинаются в глубине массива перед забоем на расстоянии примерно половины диаметра туннеля и достигают максимального значения позади забоя на расстоянии полутора его диаметров. Вызовут ли эти деформации проблемы со стабильностью туннеля, зависит от отношения прочности породных масс к уровню напряжений в массиве. Результатом деформации пород является их сжатие и выдавливание в туннель.

Библиографический список

1. **A. Palmstrom.** Engineering Geology and Rock Engineering Applied in the Design of Norwegian Tunnels. [http://geology.norconsult.no/papers/Engineering%20Geology%](http://geology.norconsult.no/papers/Engineering%20Geology%20)

УДК 622.23.054.54

ВЛИЯНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ТВЕРДОСПЛАВНЫХ СПЛАВОВ НА СТОЙКОСТЬ ГОРНОГО ИНСТРУМЕНТА

Бурков П.В., Сапожкова А.В. Юргинский технологический институт, Томского политехнического университета, Россия, г. Юрга

Аннотация

Одним из основных требований к разрушающему инструменту является его высокая стойкость. Установлена зависимость стойкости горного инструмента от технологических параметров и режимов изготовления его твердосплавных вставок

От рабочего инструмента в значительной степени зависит производительность горных машин и труда рабочих, качество и себестоимость добываемой продукции. [1]

Одним из основных требований к разрушающему инструменту является его высокая стойкость. Актуальность проблемы стойкости горного инструмента возрастает вместе со стремлением увеличить скорость резания и подачу комбайнов.

Традиционная конструкция горного инструмента включает, корпус, содержащий посадочный хвостовик и режущую поверхность с закреплённой на его острие твёрдосплавной вставкой. Стойкость горного инструмента зависит от стойкости твёрдосплавного наконечника и стойкости корпуса. Эти факторы взаимосвязаны скоростью износа реза по длине. Наилучший результат достигается тогда, когда скорость износа твёрдосплавного наконечника равна скорости износа корпуса, и износ происходит равномерно по всему периметру. В свою очередь износ корпуса и твёрдосплавной вставки зависит от технологии изготовления их материала.

Для оснащения угольных и проходческих комбайнов в настоящее время применяют горный инструмент, оснащенный вставками из твердых сплавов ВК8-КС, ВК-11ВК, ВК10-КС, ВК12-КС.

Разработка и внедрение в серийное производство нового ассортимента сплавов позволят повысить эксплуатационную стойкость горного инструмента и уменьшить выход его из строя из-за разрушения твердого сплава. Необходимо разработать новые технологии получения спеченных сплавов с улучшенными физико-механическими свойствами.

В свою очередь свойства спеченных твердых сплавов определяются не только их составом и микроструктурой, но и особенностями внутризеренной структуры компонентов твердых сплавов (субмикроструктурой). При этом свойства спеченных сплавов в значительной степени определяются характеристиками исходного сырья и промежуточных продуктов твёрдосплавного производства, которые изменяются в зависимости от технологических параметров. [2]

Наиболее детальные исследования изменений тонкой структуры порошков WO_3 , W, WC и WC-фазы в сплаве на всех стадиях технологического процесса проведены в работах [5] На рис. 1 представлены результаты изучения интегральной ширины рентгеновских линий для порошков, отобранных на всех промежуточных технологических стадиях изготовления твердого сплава. Первую серию порошков (низкотемпературную) готовили по обычным режимам, принятым в производстве вольфрамкобальтовых сплавов. Вторая серия отличалась значительно более высокими температурами получения вольфрама и карбида вольфрама.

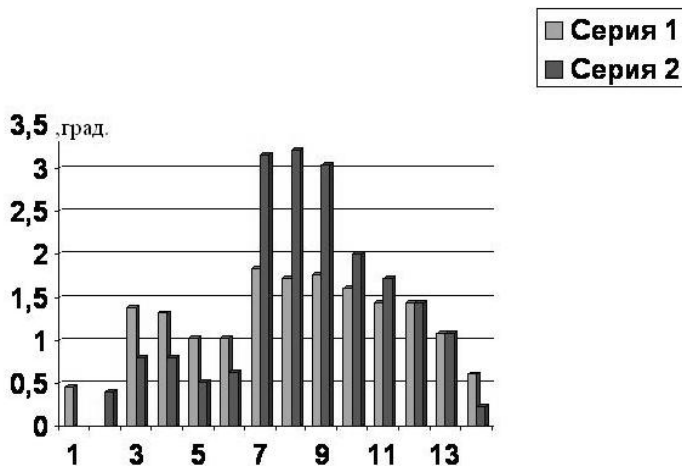


Рис. 1 – Изменение ширины рентгеновских линий порошков WO_3 , W, WC и WC-фазы сплава на разных стадиях технологического процесса: а-низкотемпературная серия, б-высокотемпературная серия;

1 – WO_3 исходный, 2 – WO_3 прокаленный, 3 – W после восстановления, 4 – W после смешения углеродом, 5 – WC спек., 6 – WC после дробления, 7 – WC после размола с Co до просева, 8 – то же после просева, 9 – WC-фаза в спрессованных образцах, 10 – WC-фаза в образцах после предварительного спекания, 11 – то же после предварительного спекания после удаления Co, 12 – WC-фаза в сплаве после окончательного спекания до удаления Co, 13 – то же после удаления Co, 14 – извлеченные из отработанных резцов

Из рис. 1 видно, что исходные порошки и промежуточные материалы, участвующие в производстве сплавов по низко- и высокотемпературной технологии, отличаются шириной рентгеновских линий. Порошки W_0_3 , W (после восстановления и после смешения с углеродом), WC (спек после карбидизации и порошок после сухого разлома) высокотемпературной серии имеют значительно более узкие линии, чем соответствующие порошки низкотемпературной серии. Это подтверждает выводы [4] о том, что применение высоких температур восстановления и карбидизации способствует получению порошков вольфрама и карбида вольфрама с более совершенной кристаллической структурой: размер блоков мозаики примерно вдвое больше, чем в низкотемпературном ($D_{ист} = 58$ и 25 нм, соответственно). Последний характеризуется большей степенью разориентации блоков мозаики.

При карбидизации порошков вольфрама низкотемпературной серии размеры блоков мозаики сохраняются практически без изменения, и структура карбида вольфрама характеризуется наличием значительных микроискажений. В высокотемпературной серии при карбидизации происходит интенсивный рост блоков, и микроискажения в кристаллической решетке WC практически отсутствуют. Высокотемпературные порошки W и WC более крупнозернистые.

Размол существенно изменяет дисперсность и структурные характеристики порошков карбида вольфрама. Ширина рентгеновских линий резко возрастает, особенно у высокотемпературных порошков. При гармоническом анализе порошков WC после размола установлено сильное измельчение блоков мозаики и возрастание микроискажений решетки:

Таким образом, особенности кристаллического строения промежуточных фаз, формирующиеся на каждой стадии технологического процесса, оказывают влияние на поведение порошков на последующих стадиях. Различия в дефектности структуры порошков после размола обуславливают, по-видимому, разный характер процесса спекания и особенности формирования микроструктуры сплавов и, соответственно, различие в их свойствах. В частности, отмечено влияние предыстории изготовления спеченных сплавов $WC-Co$ на их микроструктуру – распределение зерен по размеру и стереологические характеристики [3].

Делаем вывод, что особенности кристаллического строения промежуточных фаз формирующихся на каждой стадии технологического процесса, оказывают влияние на поведение порошков на последующих стадиях, а применение рентгеноструктурного анализа к исследованию материалов на разных стадиях техпроцесса позволяет установить зависимость структуры порошков от технологических параметров и выбрать оптимальные режимы их изготовления.

Библиографический список

1. Хорешок, А. А. Факторы, влияющие на износ горных резцов/ А. А. Хорешок, А. Ю. Борисов // Вестник КузГТУ. – Кемерово. – 2002. - № 3. – С. 34-36
2. Рентгенография твердых сплавов/ Горбачева Т.Б. М.: Металлургия, 1985. – 103 с.
3. Борисова Н.В., Новикова М.Б., Третьяков В.И. – Цветные металлы, 1975, №4, №7
4. Андриевский Р.А., Коган В.Б., Дьяков В.К. – Порошковая металлургия, 1979, №10
5. Дисперсные порошки тугоплавких металлов/ Скороход В.В., Паничкина В.В., Соломин Ю.М., Уварова И.В. Киев: Наукова думка, 1979. 172 с.

УДК 622.032

СЕЙСМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ВНЕЗАПНЫХ ВЫБРОСОВ ПОРОДЫ В США

Проф. Лысыков Б.А., ДонНТУ, г. Донецк, студ. Джон Оруэл, Массачусетский техн. ин-т, г. Бостон, США

Внезапные выбросы породы представляют насильственное перемещение породных плит из забоя, кровли или боков выработки в созданную подземную полость. Внезапный выброс может высвободить огромное количество энергии. Известен случай, когда выброс был зарегистрирован сейсмической станцией на расстоянии 1900 км.

Одним из главных факторов выбросов является напряжение в породном массиве. Силы, необходимые для разбрасывания тонн породы, требуют участия высоких напряжений. Другой решающий фактор – тип пород: выбросы не происходят в слабых породах, так как напряжения, приводящие к выбросу в слабых породах высвобождается медленно. Выброшенные породы всегда твердые, прочные и хрупкие, имеющие прочность на сжатие от 100 до 240 МПа.

Литологическое давление (давление веса пород в районе ведения горных работ) не является достаточным, чтобы создать напряжения, необходимые для выброса. Должен существовать механизм, создающий локализованное увеличение напряжений в породах. Это может происходить в местах интрузий и других неоднородностей пород, концентрирующих напряжения в ограниченных объемах.

После появления и регистрации динамических явлений (выбросов) пород в первой половине XX века в США и других странах мира развиваются классификационные системы оценки этого явления. За главный критерий принимался размер ущерба, но учитывались также амплитуда и продолжительность ощущения вибраций. Легкой категорией считался выброс менее 10 т породы, средней – 10-50 т, тяжелой – более 50 т. Независимо от величины ущерба, регистрируются также выбросы, приводящие к травмам или смертельным повреждениям персонала.

Эти оценки в ранних 1980-хх гг. были дополнены значением «магнитуда», применяемым к любым сейсмическим событиям, например, землетрясениям. Величина магнитуды – относительная оценка силы события, основанная на измерениях максимального перемещения его субъекта. Наиболее широко для таких оценок применяется шкала Рихтера (Richter) и шкала Nuttli, которая обычно используется в восточной Канаде.

Шкала Рихтера является логарифмической. Это означает, что каждый следующий шаг в шкале в 10 раз увеличивает оценку сейсмического события. В такой шкале события могут иметь также отрицательные значения магнитуды.

К примеру, для рудных шахт, работающих в условиях крепких пород, или подземных объектов, строящихся в подобных условиях, сейсмические события могут быть следующими:

- малые, расположенные в диапазоне по Рихтеру от -3 до -2. Эти события могут быть слышаны, как хлопок или удар, на тихом рабочем месте, но могут быть неощутимы или ощущаться только, как слабые вибрации. События этого размера не определяются большинством шахтных сейсмических систем мониторинга;

- средние, имеющие по Рихтеру магнитуду равную -1, могут звучать, как громкий хлопок или удар. Событие будет слышно и замечено на расстоянии более сотни метров от источника. На тихом рабочем месте такое событие может испугать большинство людей;

- большие, имеющие по шкале Рихтера магнитуду равную 0, могут звучать подобно очень близкому удару грома или выстрелу. Такие события обычно слышны по всей шахте и могут ощущаться на поверхности (в нескольких сотнях метров от источника). Возникающие вибрации аналогичны вибрациям при взрывных проходческих работах;

- очень большие, имеющие по шкале Рихтера магнитуду равную 1 или 2, определенно ощущаются на поверхности, имеют вибрацию равную массовому взрыву при добычных работах по отбойке руды. Региональные сенсоры землетрясений часто могут зарегистрировать событие с такой магнитудой.

В табл. 1 приведены данные о взрывчатом эквиваленте и радиусе зоны воздействия динамических явлений в зависимости от значений их магнитуды.

Таблица 1 - Зависимость зоны воздействия сейсмического события от его магнитуды

| Магнитуда, м | Кинетическая энергия, мДж | Взрывчатый эквивалент, кг | Радиус зоны воздействия, м |
|-----------------|------------------------------|------------------------------|-------------------------------|
| -1 | 0,002 | 0,04 | 0,8 |
| 0 | 0,06 | 1,2 | 2,6 |
| 1 | 2,0 | 40 | 8,5 |
| 2 | 60 | 1200 | 26 |
| 3 | 2000 | 40000 | 84 |
| 4 | 60000 | 1200000 | 270 |

ДОСЛІДЖЕННЯ ВПЛИВУ КУТА НАХИЛУ ШПУРІВ НА ДАЛЬНІСТЬ РОЗЛЬОТУ ПОРОДИ

Доц. Шкуматов О.М., студ. Кендюх С.М., ДонНТУ, м. Донецьк

Дана робота є продовженням циклу публікацій, присвячених питанню управління дальністю розльоту породи при спорудженні гірничих виробок шляхом використання нетрадиційної криволінійно-уступної форми прохідницького вибою.

При проведенні досліджень діапазон зміни кутів нахилу шпурів α до площини вибою змінювався від 70° до 90° . При цьому змінювалася дальність розльоту породи.

Отриману залежність інтерпретує графік, зображений на рис.1. Для зручності використання по осі ординат відкладене відношення L/H (L – дальність розльоту породи, H – висота виробки). Кут нахилу менш 70° не розглядався, тому що при цьому відбита порода вкладалася за надто близько до вибою і заважала розльоту з нижнього ряду шпурів. У лабораторних експериментах, виконаних у вибуховій камері ДонНТУ з використанням цементно-піскової моделі гірничої виробки, застосовувався набій з електродетонатором ЕДКЗ-ЗПМ та глиняної набійки.

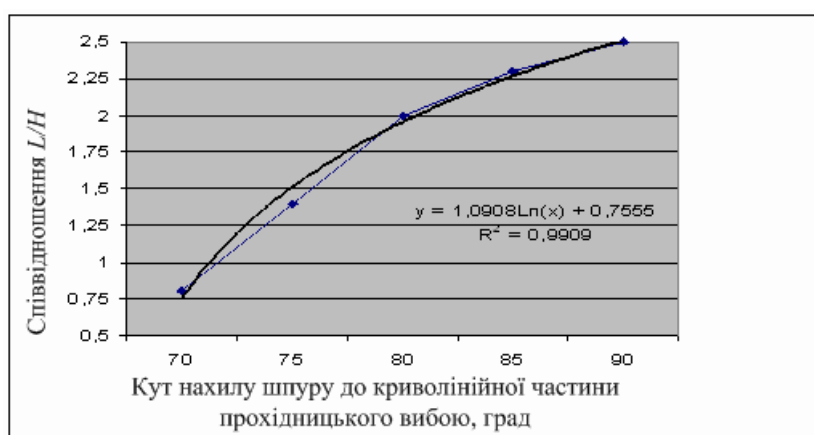


Рис.1. Графік залежності відносної дальності розльоту породи із криволінійної частини вибою від кута нахилу шпурів до площини вибою

З коефіцієнтом детермінації 0,99 залежність можна описати логарифмічною функцією (наведена на графіку). Аналіз отриманої залежності свідчить про те, що зі збільшенням кута нахилу шпурів до криволінійної частини вибою на один градус відносна дальність розльоту породи зменшується на 7%. Цього виявляється достатнім для того, щоб відірвана вибухом гірська маса укладалася на породний вал, утворений на підшві виробки при підриванні шпурів в уступній частині вибою. При цьому дальність розльоту породи скорочується у 2,4 рази у порівнянні з прохідницьким вибоєм звичайної форми. Пропорційно збільшується й купчастість укладання породи.

Бібліографічний список

1. Шкуматов А.Н. О повышении эффективности взрывания зарядов врубовых шпуров при строительстве сопряжений горных выработок / А.Н. Шкуматов // Научный вестник национального горного университета. - Днепропетровск: НГУ, 2007. - № 12. - С.3-6.

ОБ ОЦЕНКЕ ТЕПЛОИЗОЛЯЦИИ ЗДАНИЙ

Проф. Минеев С.П., студ. Полях И. С., Лукьяненко А. С., Национальный горный университет, г. Днепропетровск

Теплоизоляция зданий сооружений является одним из важнейших элементов энергосбережения, поскольку существенно сокращает нежелательные потери тепла, потребление энергии

для систем нагрева и охлаждения. Считается, что через внешние стены теплотери составляют примерно 40 %, а остальное приходится на кровлю, окна и фундамент. В современных строительных технологиях уменьшение потерь связано с правильным выбором утеплителей. В настоящее время существует множество строительных теплоизоляционных материалов, используемых для обеспечения удерживания тепла в помещениях [1, 2].

Для оценки параметров сопротивления теплоотдачи теплоизоляционного материала используем зависимости:

$$Q = \frac{t_в - t_н}{R_0^{Tp}}, \quad (1)$$

где: R_0^{Tp} – сопротивление теплопередаче ограждения, $\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{°C} / \text{Вт}$;

$t_в$ – расчетная температура воздуха внутри помещения, °C ;

$t_н$ – расчетная температура воздуха с наружи помещения, °C .

$$R_0^{Tp} = \frac{1}{\alpha_B} + \frac{\delta_1}{\lambda_1} + \frac{\delta_2}{\lambda_2} + \dots + \frac{\delta_n}{\lambda_n} + \frac{1}{\alpha_H}, \quad (2)$$

где: α_B, α_H – коэффициенты теплоотдачи наружной и внутренней поверхностей, соответственно, $\text{Вт}/(\text{м}^2 \cdot \text{ч} \cdot \text{°C})$;

$\delta_1, \delta_2, \delta_n$ – толщина материалов стены, м;

$\lambda_1, \lambda_2, \lambda_n$ – удельные теплопроводности слоев стены, $\text{Вт}/(\text{м} \cdot \text{ч} \cdot \text{°C})$.

Результаты расчета приведены на рисунке 1.

На рисунке 1 показана теплоотдача строительных материалов стен в зависимости от разности температур наружного воздуха и в середине помещения. В качестве строительного материала были приняты бетон, кирпичная кладка толщиной 0,35м, а также бетон и кирпичная кладка с утеплителем - минеральной ватой толщиной 0,05м.

Анализ графика показывает, что бетонная стена с утеплителем позволяет сэкономить до 70% теплоэнергии за счет использования внешнего утеплителя, а при кирпичной кладке утеплитель позволяет экономить теплоэнергии порядка 45%.

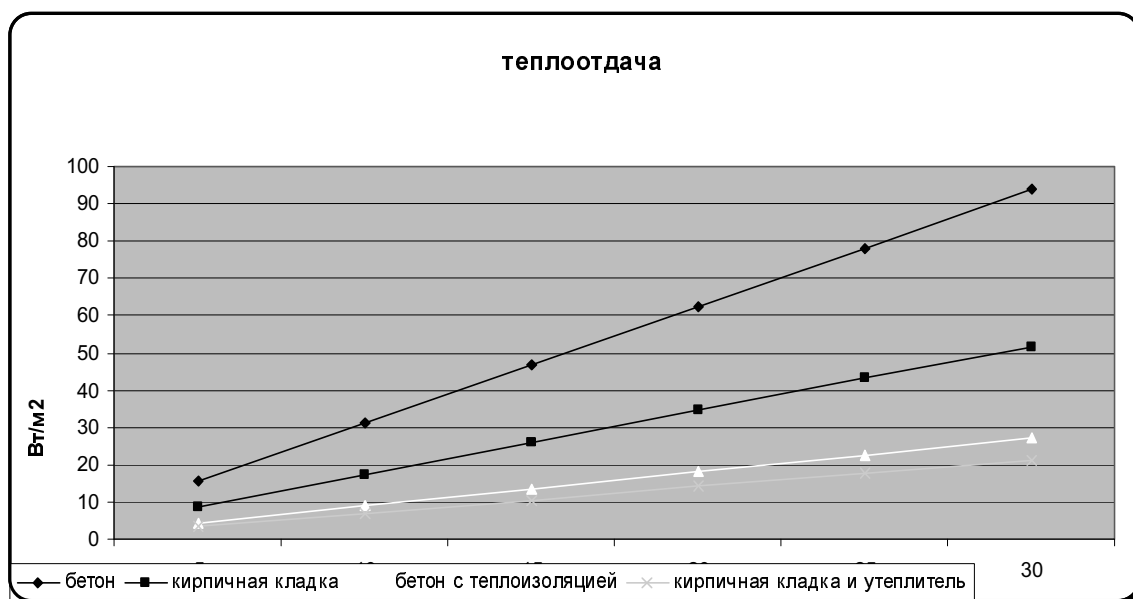


Рис. 1. Зависимость теплоотдачи строительных материалов от разности температур

Выполненные расчеты по оценке изотермической кривой в зимнее время (-15°C) показывают, что при толщине стены в полтора кирпича, в зависимости от расположения утеплителя - минваты с внутренней или наружной стороны стены видны существенные отличия. Так, на-

пример, при наружной теплоизоляции точка росы находится в слое утеплителя, а температура стены при этом всегда положительная. При стене без утеплителя точка росы будет располагаться внутри стены, что не совсем хорошо для ее долговечности.

Таким образом, приведенные в докладе данные показывают на актуальность теплоизоляции зданий и сооружений, причем не только для достижения температурного комфорта человека, но и для значительного сокращения потерь тепла и энергии.

Бібліографічний список

1. Бадьин Г.М. Справочник технолога-строителя. – СПб.: БХВ-Петербург, 2008. – 512 с.
2. Елагин Б.Т. Основы теплофизики ограждающих конструкций зданий. – Киев-Донецк: Вища школа, 1977. – 96 с.

УДК 622.28.042

О ПРИМЕНЕНИИ НОВЫХ ВИДОВ КРЕПЛЕНИЯ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ «КОМСОМОЛЬСКАЯ» ГП «АНТРАЦИТ»

Доц. Кипко А.Э., студ. Палейчук Н.Н. АФГТ ВНУ им. В. Даля, г. Антрацит, Украина

В настоящее время существующие виды крепи подготовительных выработок для условий глубоких шахт подвергаются различным деформациям, из-за которых не обеспечивается необходимый уровень крепления, и дальнейшая эксплуатация выработки без перекрепления становится невозможной. В условиях шахты «Комсомольская» ГП «Антрацит» на действующих горизонтах 690, 960 и 1080 м перекрепляется до 70% подготовительных выработок. Соответственно, стоимость перекрепления ложится и на себестоимость угля.

Комплексные исследования механо-синергетических явлений в породных массивах позволили выявить особенности самоорганизации породных массивов. При удалении от угольного пласта распределение пород по литологическому составу изменяется по гармоническому закону (многомодальный характер) с периодом кратным двум слоям.

Самоорганизация пород существенно влияет на размеры формирования зоны неупругих деформаций, показатели которых учитываются при выборе деформационно-силовых характеристик шпуровых металлокрепей.

Установлены следующие механо-синергетические особенности [1]:

- 1) формирование породных столбчатых структур вблизи выработок с образованием пустот на уровне пяты свода;
- 2) формирование дезинтеграционных породных зон характеризующихся чередованием столбов пород в боках выработок с различной прочностью и уменьшением их мощности вглубь массива;
- 3) развитие дезинтеграционных процессов в породах почвы выработок на глубину 4-6 м, вызванных блоковоопускающимися столбами пород, находящимися в боках выработок;
- 4) развитие неупругих деформаций в кровле выработок на глубину 4-6 м, с разрыхлением породного массива.

Анализ результатов шахтных исследований выполнен относительно выработок вне и в зоне влияния очистных работ. Общим является то, что в большинстве случаев существующие крепи из СВП не обеспечивают эффективного поддержания выработок в сложных горно-геологических условиях особенно при больших сечениях (от 18 м²). Для более эффективного крепления необходимо проводить комплексные исследования условий проведения и эксплуатации подготовительных выработок и производить подбор соответствующих видов крепи нового технического уровня, которые в настоящее время выпускаются Западно-Донбасским научно производственным центром «Геомеханика».

При обосновании геометрических параметров крепей наиболее оптимальной кривой является кривая Гутшовена (в прямоугольных координатах):

$$l^2 \cdot x^2 \cdot (x^2 + y^2) = a^2 (x^2 + y^2 - y^2)^2, \quad (1)$$

где a, l – положительные параметры.

Для записи уравнения (1) в явном виде оно приводится в полярных координатах:

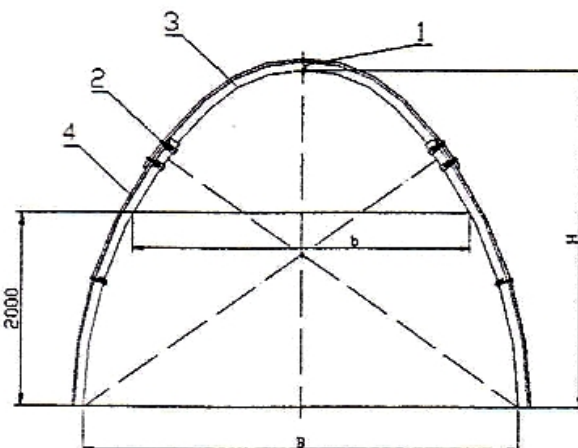
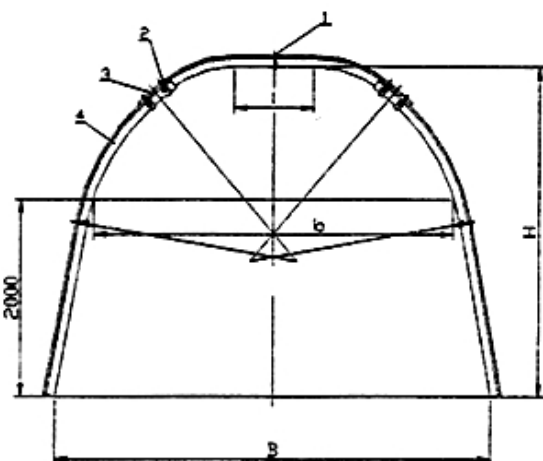
$$\rho = \frac{al \cdot \sin \varphi}{a + l \cdot \cos \varphi}, 0 \leq \varphi \leq 2\pi \quad (2)$$

дополнительное уравнение имеет вид:

$$\rho = \frac{al \cdot \sin \varphi}{a + l \cdot \cos \varphi}, 0 \leq \varphi \leq 2\pi,$$

Кривая включает два параметра (a , l), позволяющие реализовать такую форму и наклон кривой, которая позволит описывать разнообразные формы зоны неупругих деформаций и, соответственно, выбирать формы штрековых крепей. Параметры a и l зависят от глубины заложения выработки, прочностных свойств вмещающих пород, угла напластования, длительной прочности и времени.

На основании анализа горно-геологических и горно-технических условий, а также условий эксплуатации и экономической эффективности в условиях шахты «Комсомольская» наиболее целесообразно применение новых крепей типа КЦЛ-Ш (крепь циркульно-линейная шатрового типа) для крепления выработок, примыкающих к очистному забою, которые могут быть усилены индивидуальной или анкерной крепью, КМП-А3Р2, КМП-А4Р2, КМП-А5Р2 (крепь металлическая податливая овоидная 3-х, 4-х и 5-и звенная, двухрадиусная) для сложных горно-геологических условий и больших глубин (рис. 1, 2). Эти крепи имеют форму овоида максимально приближенного к эллипсу. Данная форма крепи является самой устойчивой при воздействии на нее всестороннего давления оказываемого породным массивом. Эта конструкция крепи позволила практически без изменения веса комплекта увеличить несущую способность верхняка примерно в 2,7 раза за счет увеличения кривизны и уменьшения пролёта, увеличить податливость до 700 мм для КМП-А3Р2, до 1000 мм для КМП-А4Р2. На этой основе и путём постановки в главных узлах податливости дополнительных замковых соединений (типа АПЗ.070.) с одновременным увеличением нахлестки до 600 мм, была повышена примерно в 2 раза величина рабочего сопротивления. Повышенная конструктивная податливость обеспечивается за счет того, что сопрягаются сегменты с одинаковой длиной и уменьшенной кривизной.



1 – стяжка; 2 – замок; 3 – верхняка; 4 – стойка

Рис. 1 – Крепь циркульно-линейная шатрового типа КЦЛ-Ш

Рис. 2 – Крепь металлическая податливая овоидная двухрадиусная КМП-А3Р2:

Библиографический список

1. Кириченко.В.Я., Усаченко Б.М. Механо-синергетические явления в породных массивах, как геомеханическая база создания новых штрековых крепей горных выработок: Материалы 2-й научно-практической конференции «Школа подземной разработки». – Днепропетровск: НГУ. –2008. – С. 32-36

КОРЕЛЯЦІЙНИЙ ЗВ'ЯЗОК МЕЖІ МІЦНОСТІ ПОРОДИ НА ОДНОВІСНЕ РОЗТЯГНЕННЯ З ЇЇ КОЕФІЦІЄНТОМ МІЦНОСТІ

Студ. гр. ГБ-05 Пінтя І.М. ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна

У зв'язку з надмірними труднощами безпосереднього вивчення властивостей порід в масиві в теперішній час дослідження гірських порід, в основному, здійснюється в лабораторних умовах на зразках правильної форми. Виготовлення зразків правильної геометричної форми поряд з великою трудомісткістю пов'язане також з тривалістю операції та із застосуванням кваліфікованої праці, що зменшує можливості оперативного прийняття рішень. В той самий час багатьма дослідниками зазначене існування кореляційних залежностей між різними механічними властивостями гірських порід і коефіцієнтом їх міцності за проф. М.М. Протодьяконовим, інформація про який найбільш приступна. Комплексні дослідження гірських порід багатьох районів СРСР, що були проведені в ИГД им. А.А. Скочинского, дозволили підтвердити наявність кореляційного зв'язку між коефіцієнтом міцності, визначеним за методом товчіння і межею міцності на одновісне розтягнення σ_p , твердістю за Шором, твердістю по штампі і показником пластичності – коефіцієнтом ущільнення $K_{ушл}$. Проте результати цих досліджень свідчать також про доволі значний розкид даних, який пояснюється тим, що ці дані визначені для порід, які відрізняються між собою за багатьма іншими фізико-механічними показниками.

Отже, доцільне отримання кореляційних залежностей між коефіцієнтом міцності та межею міцності гірських порід з урахуванням їх петрографічного типу, а для шаруватих порід також з урахуванням анізотропії їх властивостей. В межах досліджень випробувались властивості гірських порід, відібраних в межах шахтного поля ш/у «Луганське» ДП «Луганськвугілля». Проби відбиралися у вигляді цілих кусків з породного розкриття з урахуванням всіх характерних літологічних різновидів і петрографічних типів порід.

Для випробування гірських порід на одновісне розтягнення використовувався експрес-метод ВНИМИ. Методика випробувань докладно викладена в галузевому стандарті [1]. Для експрес-випробувань використовувалися сферичні індентори. Випробувались необроблені зразки довільної форми. Кількість спроб приймалася в залежності від ступеня неоднорідності випробуваних порід і становило не менше 10 в кожній серії. Для спрощення визначання площі поверхні розколу зразків написана комп'ютерна програма «Area v.1». Визначення площі поверхні розколу здійснюється скануванням аркуша паперу з окресленням поверхні зразка, зображення якого передається в персональну ЕОМ у вигляді графічного файлу. Розрахунок площі поверхні розколу відбувається після клацання лівої кнопки миші під час зазначення курсором всередині замкненого контуру, що окреслює поверхню розколу. Підрахунок здійснюється в квадратних цятках. Результат розрахунку миттєво заноситься в буфер обміну Windows і може бути скопійований в будь яку програму, що підтримує технологію обміну за допомогою буфера (наприклад, в Microsoft Excel). Перерахунок квадратних цяток в дійсні одиниці площі здійснюється множенням на масштаб, відповідний до встановленого під час сканування оптичного розділення.

Визначення коефіцієнту міцності порід за проф. М.М. Протодьяконовим виконувалось методом товчіння [2]. Випробування гірських порід здійснювалось водночас з випробуванням зразків гірських порід експрес-методом на розкол, при цьому шматочки зразка, що розколовся на приладі ППЭИ, завантажувались в копер приладу ПОК для визначення коефіцієнта міцності гірської породи. Результати визначення коефіцієнта міцності зіставлялися з межею міцності на розтягнення з метою отримання кореляційного зв'язку у вигляді лінійної залежності. Як приклад на рис.1 показані графічні залежності межі міцності на одновісне розтягнення перпендикулярно і паралельно напрямку шаруватості від коефіцієнту міцності, а також рівняння регресії, які отримані для пісковиків, що складають основну покрівлю пл. l_6^H .

Отримані залежності можуть бути використані для визначення межі міцності на одновісне розтягнення в двох взаємно перпендикулярних напрямках відносно напрямку шаруватості по коефіцієнту міцності породи, що може бути легко виміряний в польових умовах методом товчіння за допомогою приладу ПОК. Результати досліджень дозволяють отримати більш точні

порівняно з даними геологічної розвідки механічні показники порід і можуть бути використані під час проектування шахт і обґрунтуванні параметрів виробничих процесів під час експлуатації вугільних родовищ.

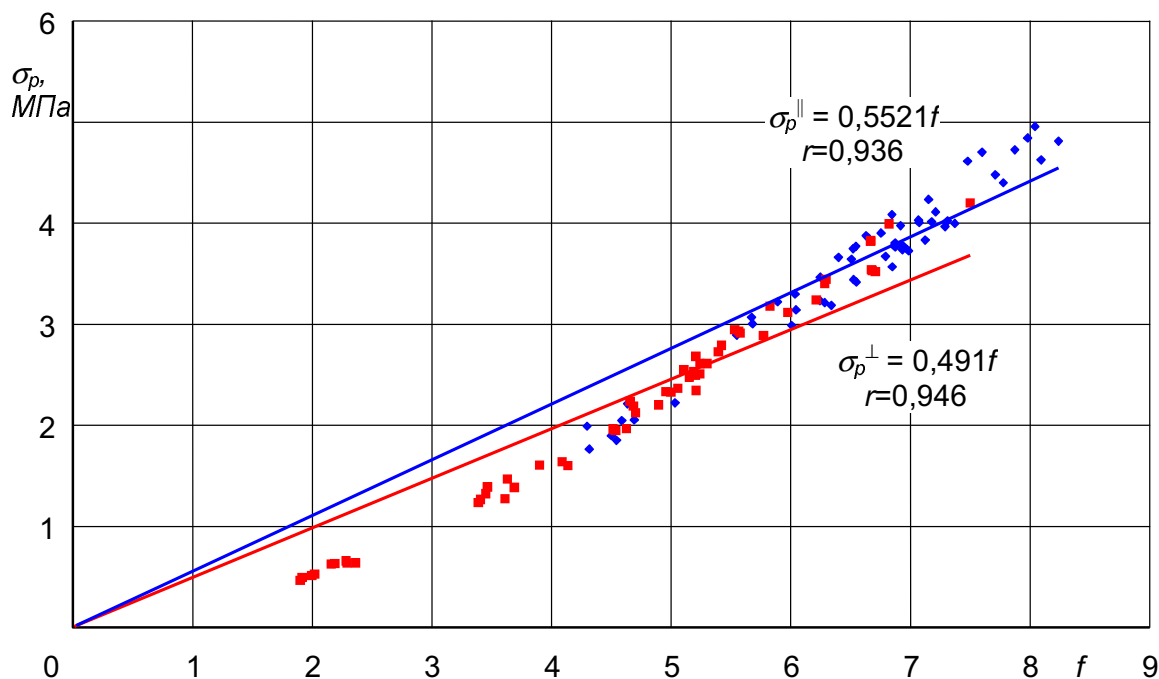


Рис.1 – Кореляційні залежності межі міцності на розтягнення і коефіцієнта міцності для пісковиків основної покрівлі пл. l_6^H

Бібліографічний список

1. **ГОСТ 21153.3-85.** Породы горные. Методы определения предела прочности при одноосном растяжении. – Введ. 27.11.1985.
2. **Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватолин Е.С., Кунтыш М.Ф.** Свойства горных пород и методы их определения. – М.: Недра, 1969. – 392с.

УДК 622.035.4

О ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ОБК ПРИ ПЕРЕСЕЧЕНИИ ЗОН ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ ДОНЕЦКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

Проф. Лысыков Б.А., студ. Пилишук Д.Н., ДонНТУ, г. Донецк

При строительстве тоннелей горным способом в полускальных и мягких породах во избежание нарушений устойчивости окружающего массива в настоящее время в зарубежной практике применяется опережающая бетонная крепь (ОБК) [1].

Сущность способа заключается в том, что предварительно в забое по контуру тоннеля в массиве породы в направлении оси выработки создается щель глубиной 3-4 м и высотой 10-20 см, которая сразу же после нарезки заполняется бетонной смесью по технологии набрызгбетонирования в торец щели.

Щель прорезается под небольшим углом (4-12°) к продольной оси тоннеля, чтобы обеспечить возможность возведения последующих секций ОБК. в отличие от традиционной арочной, анкерной или набрызгбетонной крепи ОБК стабилизирует породный массив до разработки и предотвращает его деформацию. Исключаются переборы породы из-за ровного очертания контурной щели, сводятся к минимуму деформации породного массива и поверхности земли, повышают темпы проходки. ОБК входит в состав постоянной конструкции тоннеля, в то время как другие виды крепи выполняют лишь временные функции.

Стоимость строительства с ОБК на 40-60% ниже, чем при сооружении традиционным

способом. Целесообразная область применения ОБК – некрепкие скальные, полускальные и мягкие породы с коэффициентом крепости по М.М. Протодяконову $f = 2 - 5$. Рассматриваемую технологию успешно применяют на строительстве тоннелей метрополитена, автодорожных и железнодорожных тоннелей во Франции, Италии, Испании и Японии. К настоящему времени с применением ОБК сооружен станционный комплекс «Адмиралтейская» Санкт-Петербургского метрополитена.

Для нарезания контурной щели создано специализированное оборудование с баровым рабочим органом, предназначенное для работы в породах различной крепости. При проходке тоннелей с ОБК во Франции применяли несколько видов щеленарезных машин. Машина для проходки в крепких породах, сконструированная французскими фирмами «Супремек» и «Перфорекс» и выпускаемая фирмой «Сершар», включает смонтированную на гусеничном ходу порталную раму, под которой свободно проходит оборудование для разработки и погрузки породы.

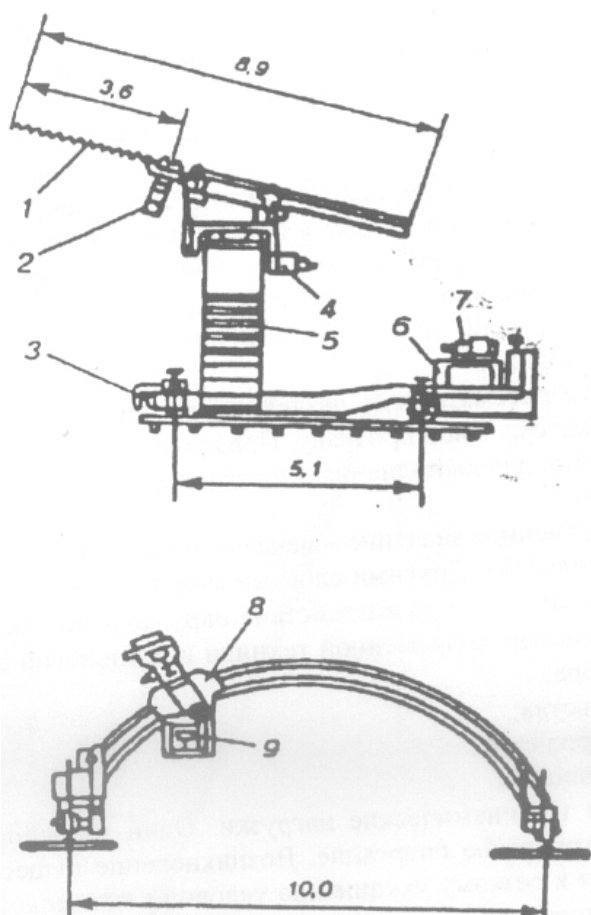


Рис. 1 Конструкция щеленарезной машины фирмы «Мицуи микэ сейсакусе» (Япония):

1 – бар; 2 – электродвигатель бара; 3 – ходовой электродвигатель; 4 – гидромотор круговой подачи; 5 – порталная рама; 6 – панель управления; 7 – силовой гидравлический блок; 8 – каретка круговой подачи; 9 – сиденье машиниста; расстояния в метрах

пород в 304 раза слабее, чем вне этих зон. Поэтому проектом предусмотрено применение на этих участках не железобетонных блоков, а стальных или чугунных, что влечет существенное повышение стоимости.

Предлагается на участках геологической нарушенности проходку осуществлять с применением ОБК в качестве временной крепи и использованием в качестве постоянной традици-

онной крепи. При проходке тоннелей с ОБК во Франции применяли несколько видов щеленарезных машин. Машина для проходки в крепких породах, сконструированная французскими фирмами «Супремек» и «Перфорекс» и выпускаемая фирмой «Сершар», включает смонтированную на гусеничном ходу порталную раму, под которой свободно проходит оборудование для разработки и погрузки породы. К раме консольно прикреплен сборно-разборный металлический щит, очертание которого соответствует проектному контуру выработки. По двум зубчатым рейкам арочной формы в передней и задней частях рамы перемещается каретка с установленным на ней баровым органом; длина бара 2,27 м.

Перемещение каретки обеспечивается гидродвигателем через ведущую ось с шестернями, входящими в зацепление с рейками. В конструкции машины предусмотрена возможность поворота бара на 90° для внедрения его в породу и наклона до 11° в продольном направлении. В зависимости от очертания выработки машина может создавать цилиндрическую или коническую прорезь.

Перемещение бара в радиальном направлении позволяет изменять радиус кривизны прорези. В соответствии со свойствами разрабатываемых грунтов режущий орган машины может оснащаться разными цепями с резцами различной твердости и износоустойчивости. Жесткость и устойчивость установки обеспечиваются при помощи гидроцилиндров, распираемых в стены выработки во время работы машины, а также выносными опорами [1].

Машина позволяет нарезать щель глубиной 1,9 м, высотой 80-100 мм под углом не менее 10° к горизонтальной оси.

При строительстве первой очереди Донецкого метрополитена необходимо пересечь несколько геологических нарушений: Заперевальный, Мушкетовский и Французский надвиги. В зонах нарушения физико-механические свойства

онные железобетонные блоки, что существенно приводит к определенному экономическому эффекту.

Библиографический список

1. Лысиков Б.А., Каплюхин А.А. Использование подземного пространства. – Донецк: «Вебер», 2008. – 416 с.

УДК 622.267

ВЛИЯНИЕ ЗОНЫ РАЗРЫВНЫХ НАРУШЕНИЙ НА УСЛОВИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК

Ст. преп. Ю.И. Кобзарь, студ. Ю.П. Должиков, АФГТ ВНУ им. В.Даля, г. Антрацит, Украина

Одним из наиболее сложных и трудоемких процессов в строительстве и эксплуатации шахт в пределах Боково-Хрустальского и Должанско-Ровенецкого геолого-промышленных районов Донбасса является переход выработками разрывных нарушений, с которыми связаны высокие притоки и прорывы подземных вод, повышенное горное давление, низкая устойчивость выработок и обрушение боковых пород.

При проведении горных выработок неоднократно случаи пересечения нескольких разрывов. Имеются примеры на ряде шахт, когда одна выработка встречает до 50 нарушений, т.е. на 100 м выработки приходится до 2,5 нарушений [1]. В районе сбросов породы сопровождаются генетически-связанной с ними трещиноватостью пород, аномально высокой относительно спокойных участков. Сместители разрывов, как правило, заполнены продуктами дробления боковых пород с различной степенью уплотнения. Для разрывов центральной части Ровенецкого поднятия характерны сместители, заполненные рыхлым или слабоуплотненным материалом: дресвой, щебнем, углистым или суглинистым материалом. По мере удаления в западном и восточном направлениях от поднятия характер заполнителя меняется: возрастает плотность заполнителя, а в его составе начинает доминировать мелкообломочный и глинистый материал [2]. Это способствует интенсивному вывалообразованию, выдавливанию и высыпанию разрушенных пород в выработку и как результат увеличение в 1,1 – 2,2 раза затрат на проведение и поддержание выработок.

Проведение горизонтальных горных выработок через разрывные нарушения сопровождается рядом осложнений, в частности, ведение буровзрывных работ значительно ослабляет окружающие породы, водопристок прогнозируется не всегда точно, проведение выработки усугубляется формированием очагов вывалообразования.

Анализ поступления воды в шахты ГП «Антрацит» и ГП «Ровенькиантрацит» показывает, что 40 – 45% воды поступает из зон разрывных нарушений, вскрытых подготовительными выработками. Существенное влияние на обводненность зон разрывов оказало закрытие ряда шахт района способом мокрой консервации. В шахту им. В. Вахрушева, граничащую с шахтой им. газеты «Ворошиловградская правда» по сбросу Юскинскому-Западному, вскрытому подготовительными выработками обеих шахт, дополнительный водопристок составил до 200 м³/ч, что привело к частичному подтоплению горизонта. Дополнительный водопристок в шахту «Комсомольская» в размере до 350 м³/ч, обрабатывающей запасы антрацита на южном крыле главной синклинали получен из зоны сброса Щетовский №1 непосредственно при затоплении шахты им. газеты «Ворошиловградская правда» при первоначальном до 15 м³/ч [3].

Для выявления факторов, определяющих закономерности формирования очагов вывалообразования вблизи зон тектонических нарушений проводились исследования в 19 горных выработках шахт Боково-Хрустальского и Должанско-Ровенецкого углепромышленного района.

В результате проведенных исследований и их статистической обработки была получена линейная зависимость объема вывалов от остаточного водопритока в выработку, что объясняется уменьшением прочностных свойств пород кровли практически в 2 раза по сравнению с исходными, а также развитием зоны неупругих деформаций вокруг выработки до некоторого предельного значения.

Характерным примером аварийного прорыва воды и вывалообразования является ситуация при проведении вентиляционного штрека №1 на шахте им. В.Вахрушева. При сооружении вентиляционного штрека №1 возникли трудности при пересечении зоны трещиноватых пород Ясеновских сбросов №1 и №2. Взаимное расположение выработок и зон нарушений приведены на выкопировке из плана горных работ по пл. h_{10} (рис. 1).

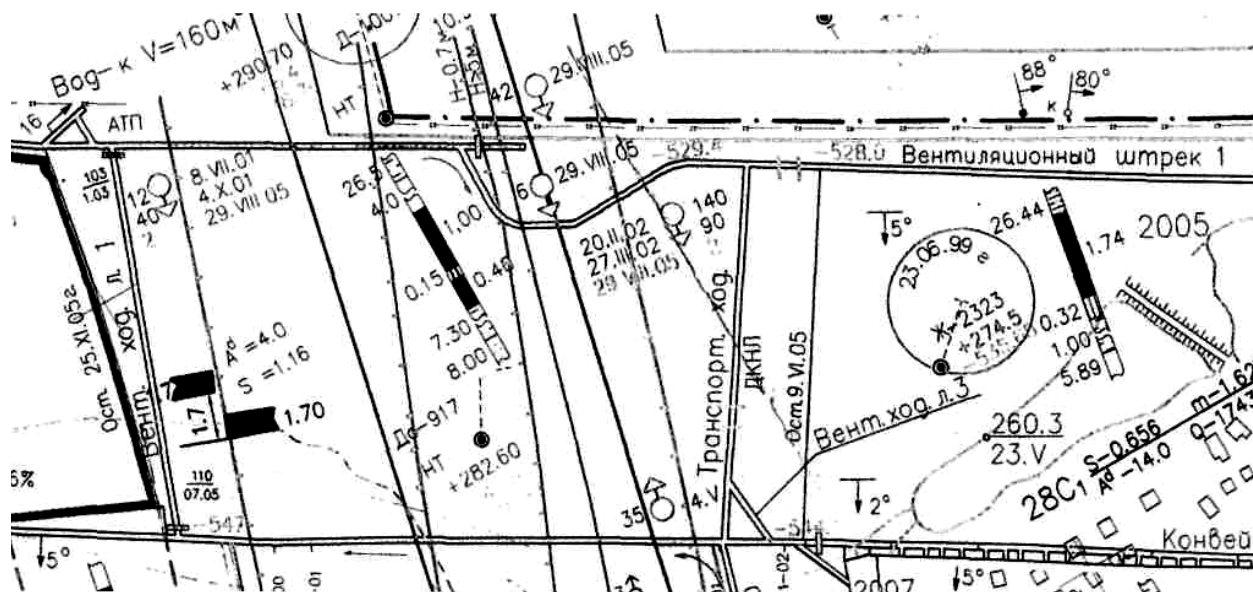


Рис. 1 – Выкопировка из плана горных работ пл. h_{10} шахты им. В. Вахрушева

Штрек проводился буровзрывным способом, сечением выработки в свету – $10,8 \text{ м}^2$, в проходке – $13,8 \text{ м}^2$. Крепление выработки производилось арочной крепью АП-3/11,2 с шагом установки крепи 0,8 м со сплошной затяжкой боков и кровли выработки деревянной затяжкой. В сечении выработки залегает сланец песчаный, мощностью до 3,36 м, коэффициент крепости по Протодяконову – 4. Выше арочной крепи залегает сланец песчано-глинистый мощностью 2,65 м. Выше залегает сланец песчаный мощностью 2,39 м, крепостью по Протодяконову – 6. Залегание боковых пород на участке ведения работ спокойное, угол падения пласта составляет 5° . Ожидаемый водоприток из зон разрывных нарушений с интенсивной трещиноватостью составлял $10 - 20 \text{ м}^3/\text{ч}$. При прохождении выработкой места геологического нарушения производилось укороченное бурение шпуров на глубину 1,2 м с уменьшением величины зарядов ВВ в шпурах, рамы постоянной крепи устанавливались через 0,3 м. Несмотря на принятые специальные мероприятия проведение выработки было остановлено из-за интенсивно развивающегося вывалообразования со значительным водопритоком – $50 \text{ м}^3/\text{ч}$ (рис. 2).



Рис. 2 – Фрагмент аварийного состояния вентиляционного штрека №1 пл. h_{10}



Рис. 3 – Вывалообразование в зоне пересечения вентиляционного штрека №1 с разрывным нарушением

Выработка оказалась в аварийном состоянии. Произошла разгрузка горного массива путем разрушения элементов арочной крепи и вывала горной массы внутрь выработки на фоне большего водопритока воды в 3-4 раза от прогнозируемого (рис. 3). Высота свода обрушения достигала 10 метров над выработкой. Дальнейшие попытки проведения выработки закончились неудачей. В связи с этим было принято решение пройти обходную выработку с целью дальнейшего проведения вентиляционного штрека.

Библиографический список

1. Кольчик Е.И. Влияние мелкоамплитудной дизъюнктивной нарушенности на устойчивость выработок // Физико-технические проблемы горного производства. – Донецк: ИФГП НАН Украины. – 2006. – № 9. – С. 202-210
2. Смородин Г.М., Кобзарь Ю.И. О влиянии тектонических разрывов на гидрогеологический режим закрытых и действующих шахт / Проблемы горного дела и экологии горного производства: Матер. междунар. научн.-практ. конф. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – С. 77-80
3. Смородин Г.М. Разрывные нарушения в пределах Ровенецкого поднятия в Донбассе // Уголь Украины. – 1984. – № 4. – С. 38-41.

УДК 622.235

МАТЕМАТИЧНА МОДЕЛЬ РОЗРАХУНКУ НАБОЇВ КОНТУРНИХ СВЕРДЛОВИН ПРИ БУДІВНИЦТВІ В'ЇЗНОЇ ТРАНШЕЇ

Доц. Шкуматов О.М., студ. Хвостовський І.В., ДонНТУ, м. Донецьк, Україна

Для отримання бортів виїмок із гладкими й крутими укосами, а також з метою зниження ступеня руйнування законтурної частини масиву та зменшення сейсмічного впливу

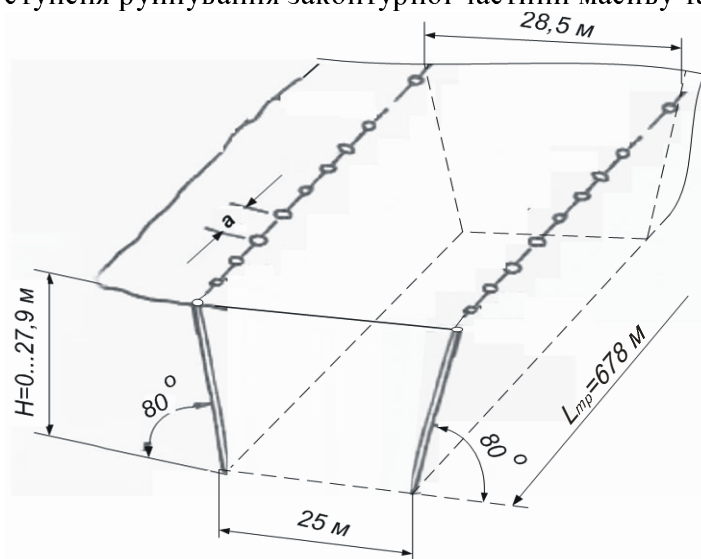


Рис.1. Розташування свердловин при попередньому оконтурюванні

обсяг перебуру доцільно також у конструкції свердловинного набою використовувати рефрактори (пристрої для скривлення / переломлення ударної хвилі й продуктів детонації). Їхні технічні характеристики наведені в [1].

Відстань між зарядженими контурними свердловинами, в метрах, можна визначити по формулі (1), запропонованої в роботі [2]:

$$a = K \cdot d \cdot \left(1 + 2^{\frac{1}{n}} \right) \cdot \left\{ 2 \cdot v \cdot P_0 \cdot \left(\frac{v_3}{v_c} \right)^{\chi} \left[\sigma_p \cdot (1 - v) \cdot (1 + C) \right] \right\}^{\frac{1}{m}}, \quad (1)$$

де K - коефіцієнт, що враховує орієнтацію природних тріщин у масиві гірських порід щодо площини оконтурювання, 0,95...1,2; d - діаметр свердловини, м; v - коефіцієнт Пуассона;

P_d - детонаційний тиск у заряді ВР, Па; V_3 - обсяг набою ВР у свердловині, м³; V_c - обсяг свердловини, м³; χ - показник адіабати, 1,17...1,25; b_p - межа міцності гірської породи при розтяганні, Па; C - безрозмірна величина; m - ступінь загасання ударної хвилі в зоні руйнування.

Отримані результати: діаметр оконтурюючих свердловин – 0,105 м; їхня кількість у підривасемому блоці – 104 шт; $a = 1,3$ м; маса шпурового набою – (13,6÷75,7) м при глибині свердловини $H = (5 \div 11,4)$ м.

Бібліографічний список

1. Шкуматов А.Н. Совершенствование буровзрывных работ на шахтах украинского Донбасса / А.Н. Шкуматов, И.А. Черкасов // Глюкауф на русском языке. - 2008. - № 4. - С.25-27.
2. Справочник по горнорудному делу / Под ред. В.А. Гребенюка, Я.С. Пыжьянова, И.Е. Ерофеева.— М.: Недра, 1983.

УДК 622.235.53

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ФОРМЫ ОТКРЫТОЙ ПОВЕРХНОСТИ НА ВЗАИМОДЕЙСТВИЕ ЗАРЯДОВ

Ас. Шульгин П.Н., студ. Токаренко В., ДонГТУ, Алчевск, Украина

Наиболее распространенными случаями при ведении буровзрывных работ для сооружения горных выработок являются работа зарядов ВВ в условиях прямолинейной и криволинейной открытых поверхностей [1,2]. Поэтому представляет интерес рассмотрение влияние формы открытой поверхности на взаимодействие зарядов ВВ.

В качестве объекта исследования принята модель, имитирующая процессы, происходящие в горном массиве при взрыве цилиндрического заряда вблизи открытых поверхностей прямолинейной и криволинейной (круговой) формы. Чтобы свести задачу к плоской, исследования проводим в экваториальной плоскости заряда (плоскости проходящей через центр заряда перпендикулярно его оси) - (рис. 1.). Модель представляет собой цилиндрические заряды 1, расположенные в горном массиве на расстоянии W (линия наименьшего сопротивления) от обнаженной поверхности и на расстоянии a друг от друга.

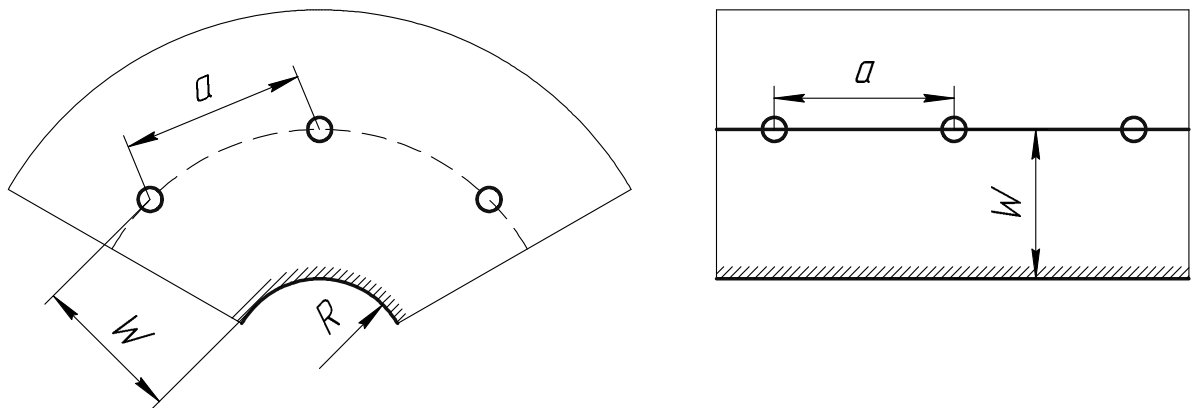


Рис. 1. Модель взаимодействия зарядов

Нами рассмотрено влияние формы открытой поверхности, для чего был введен показатель w характеризующий кривизну контура:

$$w = \frac{W}{R}, 0 \leq w \leq \infty$$

где R – радиус кривизны открытой поверхности;
 W – линия наименьшего сопротивления

Для прямолинейного контура принимаем кривизну контура равную нулю ($w \rightarrow 0$). А для радиуса R , равного нулю (открытая поверхность представлена бесконечно малым отверстием), кривизну принимаем равной бесконечности ($w = \infty$).

На модели воспроизводили удлиненные заряды ВВ, равномерно расположенные на одинаковом расстоянии от свободной поверхности. Для упрощения моделирования и учитывая симметричность изучаемой задачи, достаточно рассмотреть лишь один заряд, расположенный от бокового края модели на расстоянии, равном половине расстояния между зарядами. Таким образом, рассматривали одну из частей всей симметричной задачи. Моделирование проводилось методом электрогидродинамических аналогий (ЭГДА) [3-5].

Нами были промоделированы коэффициенты сближения зарядов от 2,0 до 0,4 (с шагом 0,2), всего восемь моделей. Форму открытой поверхности изменяли от линейной формы ($w = 0$) до случая, когда радиус кривизны равнялся 0 ($w = \infty$). В качестве промежуточных значений была принята кривизна, равная 0,5; 0,67; 1,0; 2,0.

Распределение энергии взрывной волны вблизи открытой поверхности при изменении ее кривизны, и изменении коэффициента сближения зарядов приведены на рис. 2.

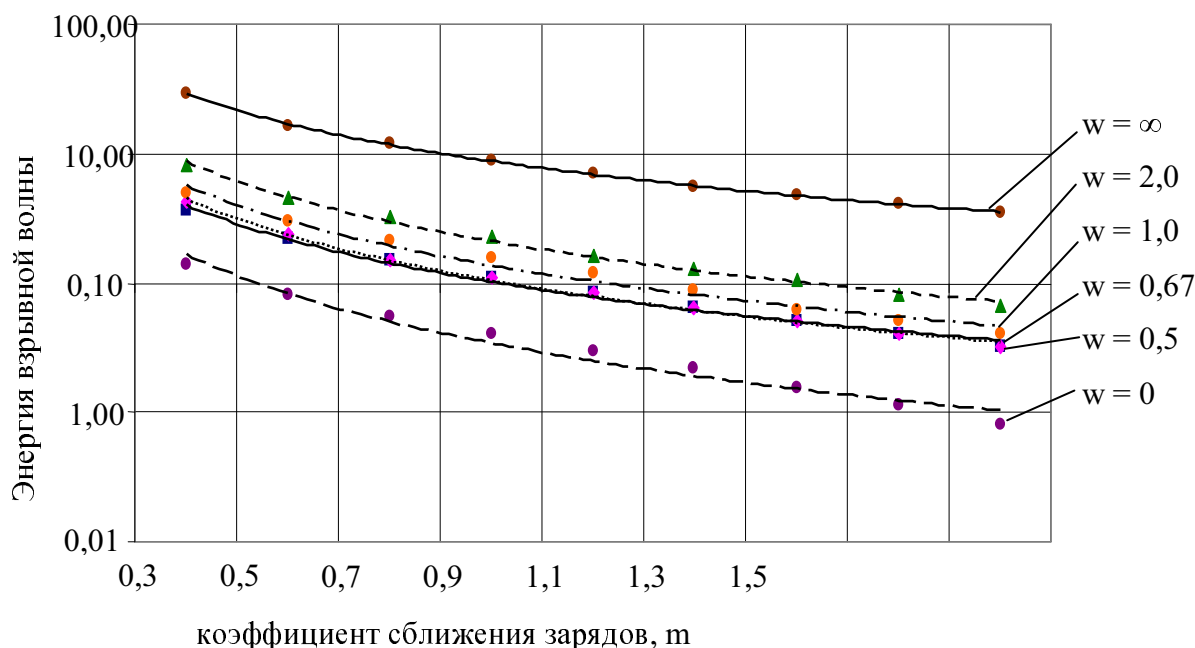


Рис. 2. Изменение энергии взрывной волны от кривизны открытой поверхности w и коэффициента сближения зарядов m

Анализ данных полученных из серии опытов позволил установить, что энергия и скорость взрывной волны при приближении к криволинейному вогнутому контуру возрастают, а для выпуклого и прямолинейного контура – снижаются. С уменьшением коэффициента сближения зарядов (КСЗ) происходит увеличение (концентрация) энергии и скорости взрывной волны вблизи вогнутого криволинейного породного контура, что важно для управления эффективностью взрывного разрушения пород. Также, как показали исследования, увеличение значения КСЗ, приводит к уменьшению отличия в поведении энергии и скорости взрывной волны для криволинейного и прямолинейного контуров.

Библиографический список

1. Миндели Э. О. и др., Комплексное исследование действия взрыва в горных породах / [Э. О. Миндели, Н. Ф. Кусов, А. А. Корнеев, Г. И. Марцинкевич]. – М.: Недра, 1978
2. Власов О. Е., Смирнов С. А., Основы расчета дробления горных пород взрывом. Изд-во АН СССР, М., 1962

3. **Н. И. Дружинин**, Метод ЭГДА и его применение при исследовании фильтрации. Госэнергоиздат, 1953
4. **И.М. Дмитриев, В.В. Кадет, Е.Г. Разбегина**, Лабораторные работы по курсу "Подземная Гидромеханика" (часть I. Электромоделирование) //РГУНГ им. И.М. Губкина, 1998
5. **Власов О. Е., Смирнов С. А.**, Основы расчета дробления горных пород взрывом. Изд-во АН СССР, М., 1962

УДК 622.831

ДИНАМИКА ВЫБРОСОВ ПЕСЧАНИКОВ И МЕТАНА В ДОНБАССЕ

Н.с. Бондаренко А.Д., инж. Алексеев Е.В., к.т.н. Рубинский А.А., МакНИИ, г. Макеевка, проф. Лысыков Б.А., ДонНТУ, г. Донецк, студ. Войтова Л.А., ДонНУ, г. Донецк

За последние 20-35 лет ни в одном НИИ Украины и бывшего СССР, кроме МакНИИ, работы по систематизации сведений о выбросах породы и газа за рубежом, а также песчаников и метана в Донбассе не проводились и не финансировались. Завершались работы начатые в 1962-1964 г.г. прошлого столетия [5, 6, 7]. Основные результаты работ по прогнозу выбросоопасности песчаников и способов предотвращения или снижения выбросов вошли в нормативные документы [2, 3, 8, 9,10].

Частично, способы безопасного проведения выработок, разработанные для условий проведения тоннелей [3], вошли в нормативные документы для проведения выработок в Донбассе [2, 9].

Предварительный анализ опыта частичного использования, разработанных способов показал их перспективность и эффективность [4]. Дальнейшее их использование и совершенствование потребует решение ряда задач.

Первоочередной задачей данного исследования является сбор и анализ горно-геологической информации об условиях проявления выбросов песчаника и метана. Решению этой задачи посвящена данная работа.

Шатилов В.А., Бобров И.В., Николин В.И., Лысыков Б.А. описали появление первых выбросов песчаника и метана и выполненные научные работы по изысканию способов борьбы с ними в 1964-1968 г.г. До 1985 года они произошли на 24 шахтах Донбасса. Затем произошли выбросы еще на шести шахтах. В последние годы (15-20 лет) выбросы происходили на 19 шахтах Донбасса. Динамика появления выбросов песчаника и метана показана в табл. 1.

Из таблицы видно, что выбросы песчаника и метана происходят во всех районах Донбасса, за исключением западного и восточного районов (Западный и Восточный Донбасс, Днепропетровская и Ростовская области).

Собраны сведения о горно-геологических условиях проведения выработок в песчаниках Донбасса. Краткая их геологическая характеристика сводится к следующему.

Выбросы песчаника и метана наблюдались в основном при разработке пластов среднего карбона Донбасса (более 95%). Зарегистрированы выбросы песчаника и при разработке пластов верхнего карбона (шахта Бутовка-Донецкая), пласты песчаника nSn_1^1 .

Нами выполнена работа по обобщению выбросов породы и газа происшедших при проведении выработок за рубежом.

Выбросы породы и газа наблюдались в пяти бассейнах мира. В качестве газа в двух бассейнах – азот, в 2 – метан, и в одном – метан-азот.

Таблица 1 Динамика возникновения выбросов песчаников и метана на шахтах Донбасса

| № п/п | Шахты | Год первого выброса | Учтено до 1980 р. | 1980-1985 | 1986-1990 | 1991-1995 | 1996-2000 | 2001-2005 | 2006 | 2007 | 2008* | До 2007 | Всего |
|-------|-----------------|---------------------|-------------------|-----------|-----------|-----------|-----------|-----------|------|------|-------|---------|-------|
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
| 1 | Кочегарка | 1955 | 10 | | | | | | | | | 10 | 10 |
| 2 | им. М. Горького | 1957 | 1 | | | | | | | | | 1 | 1 |

| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
|--------|---|------|------|-----|----|-----|--------|----|----|----|----|------|------|
| 3 | Щегловская-Глубокая (им. К.И. Поченкова) | 1962 | 70 | | 9 | | | 9 | | 16 | 4 | 88 | 108 |
| 4 | им. О.О. Скочинского (Петровская-Глубокая) | 1963 | 2969 | 219 | 71 | 15 | | 8 | | 4 | 8 | 3282 | 3294 |
| 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 | 8 | 9 | 10 | 11 | 12 | 13 | 14 |
| 5 | Петровская | 1965 | 87 | | | | | | | | | 87 | 87 |
| 6 | им. А.Р. Менжинского | 1966 | 2 | | 8 | | | | | | | 10 | 10 |
| 7 | Кировская (17-17 бис) | 1966 | 1 | | | | | | | | | 1 | 1 |
| 8 | им. Ф.Е. Дзержинского | 1967 | 6 | | | | | | | | | 6 | 6 |
| 9 | им. С.М. Артема | 1967 | 3 | 2 | 1 | | | | | | | 6 | 6 |
| 10 | Пролетарская-Глубокая | 1967 | 3 | | | | | | | | | 3 | 3 |
| 11 | Октябрьская | 1968 | 49 | | | | | | | | | 49 | 49 |
| 12 | им. А.Г. Стаханова | 1970 | 55 | 22 | 35 | 12 | 30 | 1 | | | | 124 | 124 |
| 13 | № 29 ш/у Петровская | 1970 | 8 | | | | | | | | | 8 | 8 |
| 14 | Комсомолец | 1972 | 1 | | | | | | | | | 1 | 1 |
| 15 | Самсоновская-Западная | 1975 | 2 | | 6 | | | 3 | 21 | | | 32 | 32 |
| 16 | им. Ю.А. Гагарина | 1977 | 2 | | | | | | | | | 2 | 2 |
| 17 | Суходольская- Восточная | 1977 | 2 | | | | | | | | | 2 | 2 |
| 18 | им. К.Е. Ворошилова | 1978 | 5 | | 2 | | | | | | | 7 | 7 |
| 19 | Ново-Бутовка (Бутовка-Донецька) | 1978 | 2 | | 32 | 102 | | | | | | 136 | 136 |
| 20 | им. А.Ф. Засядько | 1980 | | 4 | 37 | 51 | 81(13) | 48 | 3 | 6 | 2 | 224 | 232 |
| 21 | им. С. Орджоникидзе | 1980 | | 6 | | | | | | | | 6 | 6 |
| 22 | им. К.А. Румянцева | 1981 | | 1 | | | | | | | | 1 | 1 |
| 23 | 10-бис Глубокая ш/у Октябрьская | 1981 | | 4 | | | | | | | | 4 | 4 |
| 24 | Красногвардейская (1-1 бис) | 1983 | | 18 | 9 | | | | | | | 27 | 27 |
| 25 | Самсоновская | 1986 | | | 2 | | | | | | | 2 | 2 |
| 26 | Октябрьский рудник | 1987 | | | 45 | 15 | | 6 | | | | 66 | 66 |
| 27 | Краснолиманская | 1987 | | | 1 | 2 | | | | | | 3 | 3 |
| 28 | Батова | 1988 | | | 6 | | | | | | | 6 | 6 |
| 29 | им. Н.А. Изотова | 1990 | | | 1 | | | | | | | 1 | 1 |
| 30 | им. В.И. Ленина | 1995 | | | | 1 | | | | | | 1 | 1 |
| Всего: | | | | | | | | | | | | 4192 | 4236 |

*Положение на 01.11.2008 р.

В основном выбросы происходили в Германии, в горной промышленности страны Северном Рейне - Вестфалин при буровзрывном способе проведения. Выбросы песчаника произошли пока только на Восточном крыле шахты Вестфалин. Из них более 100 – при буровзрывном разрушении песчаника, а 5 выбросов – при проходке шахтного ствола шахтобурильной машиной [1].

Выполненный анализ приводит к следующему выводу:

- выбросоопасность песчаников зарегистрирована, в основном, в геологических свитах среднего карбона Донбасса;

- выбросы песчаника и метана в Донбассе происходят, как правило, при буровзрывном проведении выработок. Отдельные самоподдерживающиеся разрушения песчаника происходят при разрушении породы комбайнами бурового типа. Имеются случаи выбросов породы и газа при использовании комбайнов избирательного действия, а также при проходке стволов шахтобурильной машиной за рубежом. Поперечное сечение выработок от 6 м² до 44 м².

Библиографический список

1. **А.Д. Бондаренко, А.А. Рубинский, В.Е. Жауров.** Буровой способ проведения выработок по породам, опасным по газодинамическим явлениям. // Способы и средства создания безопасных условий труда в угольных шахтах. / Сб. научн. трудов. МакНИИ. – Макеевка-Донбасс. – 2003. – С. 243-247.
2. **Инструкция** по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского. 1989. – 191 с.
3. **Николин В.И., Александров С.Н., Бондаренко А.Д.** Временная инструкция по борьбе с выбросами породы и газа при прохождении тоннелей. – М.: ИнформЭнерго. – 1981. – 13 с.
4. **Бондаренко А.Д.** Усовершенствованные способы снижения интенсивности и частоты выбросов породы и газа. // Способы и средства создания безопасных и здоровых условий труда в угольных шахтах / Сб. научных трудов МакНИИ. – Макеевка-Донбасс: МакНИИ. – 2004, часть 1. – С. 99-104.
5. **Забигайло В.Е., Николин В.И.** Влияние катагенеза горных пород и метаморфизма углей на их выбросоопасность. – Киев: Наукова думка. – 1990 – 168 с.
6. **Патураев В.Н., Зорин А.Н., Забигайло В.Е., Большинский М.И., Николин В.И., Петухов И.М., Абрамов Ф.А.** Прогноз и предотвращение выбросов породы и газа. – Киев: Наукова думка, 1986. – 159 с.
7. **Забигайло В.Е.** Геологические основы прогноза выбросоопасности угольных пластов и горных пород. – Киев: Наукова думка, 1978. – 164 с.
8. **Инструкция** по безопасному ведению горных пород на пластах, склонных к внезапным выбросам угля, породы и газа. – М.: Недра. – 1977. – 264 с.
9. СОУ 10,1.00174088.011-2005 "Правила ведения горных работ на пластах, склонных к газодинамическим явлениям". – Киев. – 2005. – 202 с.
10. **Инструкция** по применению сотрясательного взрывания в угольных шахтах Украины. – Макеевка-Донбасс. – 1994. – 47 с.

УДК 622.268.13

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОКАЗАТЕЛЕЙ ГОРНОПРОХОДЧЕСКИХ РАБОТ КАК СЛУЧАЙНЫХ ВЕЛИЧИН

Асп. Бронников П.Н., ДонГТУ, г. Алчевск, Украина

Эффективность горнопроходческих работ (ГПР) и связанных с ними производственных процессов при подземной разработке месторождений полезных ископаемых в значительной степени зависит от того, насколько глубоко учтены изменчивость и неопределенность действующих факторов. Случайные свойства массива горных пород и вероятностная сущность организационно-технологических взаимосвязей, в которые вступают при сооружении выработок субъекты горностроительной системы, приводят к тому, что показатели, с помощью которых устанавливается эффективность деятельности проходческих бригад, принимают случайные значения, поэтому они должны оцениваться как случайные величины с использованием вероятностно-статистических методов. Вместе с тем, деятельность проходческих бригад в рамках отдельных технологических схем в схожих условиях отличается определенной общностью и поэтому показатели ГПР, наряду с явным проявлением вероятностного характера оценок, обладают в той или иной степени свойствами функциональных зависимостей, исследуемых в специальном разделе теории вероятностей – теории случайных функций[1].

Вероятностно-статистические модели при рассмотрении технологии сооружения горных выработок впервые использованы в работе [2], в которой случайность учитывалась при определении надёжности технологических схем с помощью коэффициента готовности. Однако надёжность горностроительной системы определяется по зависимости, которая справедлива лишь для систем с последовательным соединением элементов, тогда как на практике более высокие показатели обеспечивают параллельные схемы организации работ с частичным или полным совмещением проходческих процессов.

Этот недостаток устранён авторами работы [3], выполненной в ИГД им. Скочинского, в которой горнопроходческие работы рассматриваются как подсистема более сложной системы, и находящаяся во взаимосвязи со смежными технологическими звеньями. Основное внимание в этой работе уделяется совершенствованию технологических схем проведения подготовительных выработок за счет математического моделирования трудоемкости работ по отдельному горнопроходческому процессу с учетом ручных и машинных операций. В качестве случайного показателя используется также коэффициент готовности отдельных механизированных процессов, выполняемых с помощью нескольких параллельно или последовательно работающих механизмов. Однако в работе [3] не учтены отдельные внутрizaбойные факторы (например, продолжительность непроизводительных работ) и полностью отсутствуют внезабойные факторы.

Автор работы [4], анализируя причины простоев проходческих забоев, показал, что эффективность их работы зависит от многих внутрizaбойных и внезабойных случайных факторов, а не только от применяемой техники. При этом наибольшие потери рабочего времени связаны с внутрizaбойными причинами, продолжительность которых почти в 2 раза превышает продолжительность простоев по внезабойным причинам. Однако при построении модели надёжности технологических схем проведения выработок В.В.Першин, основываясь на [3], в первую очередь принимает во внимание показатели надёжности работы проходческих машин, а вероятностную сущность подвигания забоя выработки учитывает лишь за счет случайных значений коэффициента использования шпура в каждом проходческом цикле.

Параметрические отказы снижают производительность труда проходчиков и увеличивают продолжительность работ, поэтому при разработке вероятностной модели горностроительной системы более правильным является допущение, что ее отказ заключается не в прекращении подвигания забоя, а в реализации случайного события, обусловленного выходом показателей эффективности за нижний предел, и связанное с этим частичное (или полное) невыполнение поставленной задачи.

Показателей горнопроходческих работ с учётом потерь рабочего времени по различным причинам исследованы на примере статистической обработки данных о месячных темпах проведения выработок по шахтам ГП "Луганскуголь". Для установления обобщенного закона распределения случайных величин показателей ГПР статистические данные обрабатывались вручную и на ЭВМ по разработанной программе. Сравнение результатов показало их идентичность. Программа предусматривала определение для группированного вариационного ряда величины интервала, построение гистограммы распределения случайной величины скорости проведения горных выработок, расчет выборочных моментов 1-4 порядков и построение по ним функций теоретических распределений для усеченного слева нормального закона и гамма-закона, параметры которых сравнивались с эмпирическим распределением с использованием критериев согласия Пирсона и Колмогорова [1].

Для определения характеристик случайной функции статистические данные представлялись в виде распределения показателей для отдельных реализаций функций проходческих забоев по месяцам года. Каждая такая реализация представляет собой обычную (неслучайную) функцию, а в целом случайная функция характеризуется совместным законом распределения случайной величины.

Статистическая оценка параметров случайной функции скорости проведения выработок показала, что ее математическое ожидание, за которое принимались среднемесячные скорости, и дисперсия являются постоянными величинами, а корреляционная функция зависит от взаимного расположения корреляционных моментов по месяцам года и неограниченно убывает с

ростом интервала времени. В силу этого можно утверждать, что при устойчивой работе проходческих бригад случайная функция показателей ГПР является стационарной и эргодической, т.е. любая представительная реализация может быть достаточной для приближенной оценки ее статистических характеристик.

На основании проведенных исследований можно сделать вывод, что месячная скорость проведения выработки является случайной величиной, закон распределения которой и функцию изменения во времени можно использовать для определения плановых заданий с учетом вероятности их выполнения.

Библиографический список

1. Хан Г. Статистические модели в инженерных задачах / Г.Хан, С. Шапиро. – Пер. с англ. – М.: Мир, 1969. – 395с.
2. Рогинский В.М. Повышение эффективности проходки горизонтальных разведочных выработок. – М.: Недра, 1978. – 150с.
3. Нильва Э.Э. Горноподготовительные работы на угольных шахтах / Э.Э. Нильва, И.Э. Цейтин. – М.: Недра, 1981. – 216с.
4. Першин В.В. Интенсификация горнопроходческих работ при реконструкции шахт. – М.: Недра, 1988. – 136с.

УДК 622.281.4

ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ПІДВИЩЕННЯ ДЕФОРМАЦІЙНИХ ХАРАКТЕРИСТИК ЦЕМЕНТНО-ПІЩАНИХ ЗРАЗКІВ ПРИ АРМУВАННІ ФІБРАМИ

Доц. Коваленко В.В., студ. Мельник А.В., студ. Калініченко С.О. НГУ, м. Дніпропетровськ, Україна

Протягом багатьох років технологія торкретування активно використовується в нашій країні й за рубежом у тунелебудуванні, вугільній й гірничорудній промисловості.

Основним недоліком даної технології є низька міцність торкретбетону на вигин. Торкретбетон, що являє собою цементно-піщаний розчин, здатний працювати тільки в області дії пружних деформацій, піддаючись крихкому руйнуванню при досягненні своєї межі міцності на вигин. В умовах підземних гірських виробок забезпечити відсутність зсувів з боку породного масиву є досить складним. У цьому зв'язку, вивчення можливості підвищення працездатності торкретбетонів за рахунок їхнього армування полімерними або металевими волокнами є актуальним завданням.

У процесі проведення випробувань були розглянуті варіанти армування цементно-піщаних сумішей поліпропіленовими й металевими волокнами. Для приготування суміші був використаний цемент марки 400 виробництва Дніпродзержинського комбінату, пісок кварцовий Краснолиманського родовища.

Позитивний вплив процесу армування торкретбетону волокнами починає проявлятися на характеристиках вихідного розчину при досягненні умови безперервності фіброармування. Тому значна увага була приділена процесу готування сумішей і введенню фібр у сухі суміші з наступним їхнім перемішуванням.

Досліджуючи деформаційні процеси в зразках, армованих поліпропіленовою й металевою фіброю можна зробити висновок, що тип армування в значній мірі впливає на стадії розвитку деформацій у зразках, ослаблених утвореної в процесі навантаження тріщиною.

Якщо порівнювати поліпропіленові фібри з металевими фібрами по характері роботи торкретбетонів, то вони практично не роблять впливу на роботу торкретбетону при виникненні тріщини. При тих самих обсягах армування, що становлять 1% від маси цементу, у випадку використання металевих фібр у процесі випробувань торкретбетонних зразків можна виділити дві стадії розвитку деформацій – пружну й пластичну. При цьому пластична стадія в 2,5...6 разів може перевищувати розмір пружних деформацій. Це пов'язане із просторовим орієнтуванням фібр в тілі зразка і їхнім рівномірним розташуванням, тому що при формуванні тріщини розмір

активного перетину зразка характеризується кількістю волокон, що перебувають в області тріщини. Послідовне збільшення змісту армуючих волокон у бетонному зразку від 1...2% до 10% змінює характер процесу деформування зразка, у результаті чого металеві волокна починають працювати на розтягання разом з бетоном уже на стадії пружних деформацій.

УДК 622.235.53

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЙ МЕТОД ИСПЫТАНИЙ ВВ НА ЧУВСТВИТЕЛЬНОСТЬ К УДАРУ

Доц. Калякин С.А., доц. Лабинский К.Н., маг. Лабинский Н.Н., ДонНТУ, г. Донецк, Украина.

Известно, что методы определения чувствительности взрывчатых веществ (ВВ) к механическим воздействиям необходимы для правильной оценки безопасности их производства и применения.

Анализ последних исследований показал, что во многих случаях результаты оценки чувствительности ВВ к удару по копровым пробам крайне нестабильны, а во многих случаях противоречивы [1]. Взрывная технология нуждается в объективных методах оценки чувствительности ВВ к удару, с помощью которых можно правильно определить условия их безопасного применения.

Целью работы является повышение надежности и достоверности копровых испытаний ВВ на чувствительность к удару путем идентификации взрывного процесса навески испытуемого ВВ выделением и дифференцированием акустического частотного сигнала, характеризующего взрыв и отказ.

Характеристикой чувствительности ВВ к удару служит энергия удара, необходимая для возбуждения в нем взрыва. Эту величину определяют экспериментально, подвергая небольшую массу ВВ удару падающим грузом в определенных условиях

В связи с тем, что возникновение взрыва при ударе носит вероятностный характер, опыты при одной и той же энергии удара производят многократно. Так, в соответствии с ГОСТ 4545-80 «Вещества взрывчатые. Методы определения чувствительности к удару», испытания проводятся следующим образом. Подготовленную навеску ВВ помещают по центру между двумя роликами, которые устанавливают в центре наковальни и ударяют грузом с определенной высоты. При выбранной начальной высоте проводят до 10 испытаний. При получении во всех испытаниях взрывов высоту снижают, а при их отсутствии высоту увеличивают. Продолжают подбор высоты до тех пор, пока не будет определена максимальная высота, при которой будут все отказы или один взрыв из 25 испытаний.

Во всех видах испытаний необходимо фиксировать наличие взрывов и отказов при сбрасывании груза на штемпельный прибор. Однако фиксация этих событий носит субъективный характер, а результат во многом зависит от слухового аппарата исследователя улавливающего звуковой сигнал, поскольку в ГОСТе не описаны критерии, по которым определяется наличие или отсутствие взрыва.

Для исключения фактора субъективности в процессе испытания ВВ на чувствительность к удару нами предлагается для фиксации процесса взрыва записывать звуковой сигнал соударения сбрасываемого груза со штемпельным прибором при помощи микрофона. Далее акустический сигнал необходимо обрабатывать и оцифровать, выделив характерные частотные характеристики.

Графическое представление оцифрованного звука имеет следующий вид (рис. 1). Предлагается следующий алгоритм его обработки. Перед проведением испытаний ВВ на чувствительность к удару необходимо провести тарировку программно-аппаратного комплекса. Для этого необходимо провести серию сбрасываний груза с диапазона высот на штемпельный прибор с размещением в нем инертного материала, близкого по физико-химическим свойствам к ВВ, выполняя при этом запись звуковых сигналов соударения груза со штемпельным прибором при отсутствии взрыва. После этого рассчитывается интегральная площадь записанной звуковой

волны на фиксированном интервале с момента соударения груза со штемпельным прибором. На основании расчетов устанавливается зависимость «эталонной» площади от высоты сбрасывания. Фактом наличия взрыва является превышение площади при проведении экспериментов над «эталонной».

Реализация этой методики возможна двумя способами. Первый способ заключается в использовании микрофона, подключенного к персональному компьютеру. Достоинства этого способа: для его реализации необходимо только установить микрофон возле места расположения штемпельного прибора; при таком способе возможен графический анализ формы и амплитуды звуковой записи удара груза о штемпельный прибор. Недостаток – необходимость использовать персональный компьютер.

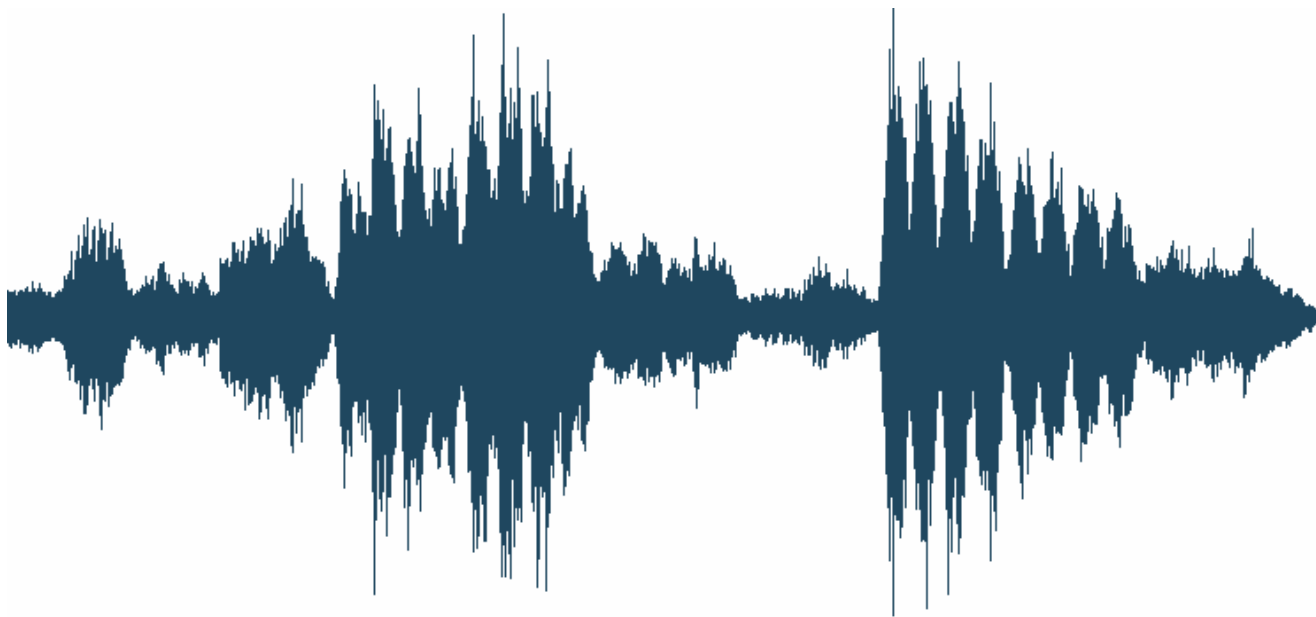


Рис. 1. Графическое представление оцифрованного звука

Второй способ заключается в использовании микроконтроллера для оцифровки и обработки сигнала, поступающего с микрофона. Достоинство – мобильность устройства. Недостатки: необходимость разработки аппаратной части оборудования; отсутствие возможности визуального анализа формы и амплитуды записи.

При реализации любого из способов также необходимо решить вопрос о запуске и остановке процесса записи. В случае использования персонального компьютера (без усложнения аппаратной части) запуск и остановку необходимо выполнять в ручном режиме. При реализации второго способа возможно 2 варианта запуска процесса записи: механический (установкой контактов, замыкающихся при прохождении мимо них падающего груза) и бесконтактный (установка фотодатчика, фиксирующего движение груза). Останов процесса целесообразно осуществлять по таймеру.

Таким образом, было предложено два способа автоматизации метода копровых испытаний ВВ на чувствительность к удару, рассмотрены достоинства и недостатки каждого и предложены алгоритмы проведения исследований.

ВЫВОД. Механизм возбуждения взрыва при копровых испытаниях ВВ на чувствительность к удару очень сложный, что сказывается на достоверности результатов. Поэтому необходим метод объективной оценки числа взрывов и отказов ВВ на роликовых приборах. Предложен акустический способ выделения высокочастотных сигналов, характеризующих взрывной процесс при ударных нагрузках на навески ВВ.

Библиографический список

1. Холево Н.А. Чувствительность взрывчатых веществ к удару/ Холево Н.А.- М.: Машиностроение, 1974.- 133 с.

ЗАРУБЕЖНЫЙ ОПЫТ ПРЕДОТВРАЩЕНИЯ ПРОНИКНОВЕНИЯ ВОДЫ В СТРОЯЩИЕСЯ ПОДЗЕМНЫЕ ОБЪЕКТЫ

Проф. Лысыков Б.А., студ. Елхов С.А., ДонНТУ, г. Донецк

Приток воды в туннель должен быть предотвращен или уменьшен. Одним из возможных решений является дренаж подземных вод, т.е. откачка, которая позволяет снизить давление воды на туннель, хотя влияет на состояние окружающей природной среды. Промежуточным подходом является так называемое частичное снижение давления, когда в герметизированном туннеле оно регулируется специальными вентилями в дренажной системе.

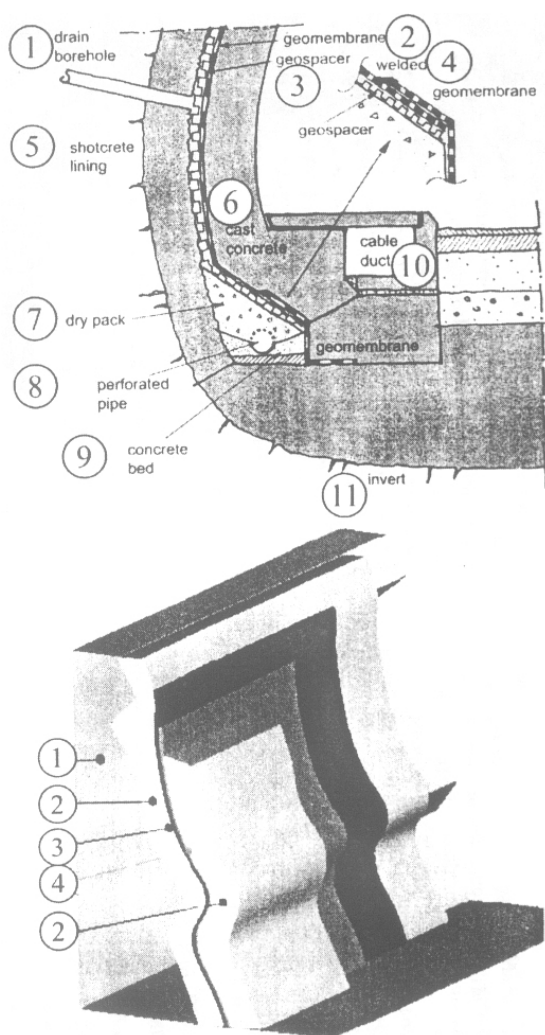


Рис. 1 Эскиз дренажной системы крепи туннеля
1 – порода; 2 – бетон; 3 – геотекстиль;
4 – мембрана

такого оборудования, как вентиляторы, освещение, сигнализация, кабели и т.д.

Перечисленных недостатков лишен способ создания водонепроницаемой мембраны струйным методом. Химической основой мембраны служит этилен-виноловый ацетат сополимер, смешанный с небольшим количеством специального цемента и поставляемый в виде порошка. Для его применения используется оборудование сухого смешивания набрызгбетона с доставкой воды к набрызгивающей форсунке. Толщина слоя мембраны, наносимой таким образом, составляет 3-10 мм. Образующая прилипаемая паста за короткое время (около 6 часов) пре-

Другим решением является гидроизоляция туннеля, выполняемая мембранным слоем, за которым располагается слой дренажного геотекстиля (рис. 1). После установки этих слоев на первичную (временную) крепь, состоящую из анкерных болтов и набрызгбетона, сооружается постоянная крепь из монолитного бетона или железобетонных блоков. Вода, достигшая дренажного слоя, выводится к трубам в основании туннеля, откуда самотеком поступает к одному из ее порталов или к насосной станции.

Водоупорная защита подземных структур – сложная проблема для проектировщиков и строителей, которая является иногда основной при разработке проекта строительства и далее – во время эксплуатации объекта. Выбор системы водоупорной защиты зависит от конструкции туннеля, технологии его строительства, а также от геологических условий.

Традиционный способ предотвращения притоков воды через крепь туннеля предполагает использование листовой мембраны из полихлорвинила, установленной между первичным слоем набрызгбетона и постоянной крепью из монолитного бетона. Ее применение усложняется следующими факторами:

- соединением стыков мембранных листов, которые должны свариваться, постоянно и тщательно контролироваться, чтобы избежать просачивания воды;

- точечными повреждениями установленной мембраны опалубкой бетона и металлической арматурой железобетона (когда он применяется), которые бывает трудно выявить, хотя и легко отремонтировать;

- трудным обеспечением герметичности мембраны при необходимости перекрепления сквозь нее

вращается в эластичную мембрану. Давление воды должно быть как минимум 200 кПа. Производительность форсунки 50 м³/час считается нормальной.

Подобный вид герметизации подземных сооружений применен при строительстве гидроэлектростанции Machadinho, Бразилия, автомобильного туннеля Zapataand Lo Prado, Santiago, Чили, в туннелях Giswil, Швейцария и MTRC Disney, Гонконг.

УДК 622.281.4

ЛАБОРАТОРНІ ДОСЛІДЖЕННЯ ФІБРО-ТОРКРЕТБЕТОНУ

Д.т.н. Борщевский С.В., к.т.н. Хоменчук О.В., студ. Флоринский Т.А., Донецкий національний технічний університет, м.Донецьк, Україна, к.т.н. Коваленко В.В., Національний гірничий університет, м. Дніпропетровськ, Україна

Умови експлуатації підземних виробок характеризуються значною нерівномірністю у гірському тиску з боку приконтурного масиву, притоками підземних вод, товщиною кріплення. Здатність легких бетонів піддаватись більшим пружним деформаціям обумовила поширеність торкретбетонів при кріпленні виробок у сприятливих гірничо-геологічних умовах [1.2]. Суттєво поширити область використання дрібнозернистого бетону можливо за рахунок використання фібр як армування. Вплив об'ємної концентрації фібри реалізується, починаючи від деякого рівня, що обумовлює досягнення початкової об'ємно - просторової зв'язності фіброструктури. Тільки після досягнення «безперервності» фіброармування починає відчуватися його позитивний вплив на характеристики вихідного бетону - матриці.

Основна мета даної роботи – проведення досліджень залежності працездатності фібробетону від типу матеріалу армуючих волокон та їх масової частки на основі лабораторних випробувань зразків на вигин.

Для готування суміші був використаний цемент марки 400 виробництва Дніпродзержинського комбінату, пісок кварцовий Краснолиманського родовища, а також волокна армуючі (поліпропіленові, металеві).

При визначенні межі міцності на розтягання при вигині як зразки використалися прямокутні призми розміром: 40×40×160мм.

Призми встановлювалися на платформу із двома опорами. Робоча відстань між опорами $l = 120$ мм. Зверху до зразка прикладалося зусилля з боку преса, що передавалося через кронштейн.

Досліджувалися основні варіанти дисперсно-армованого бетону з фібрами:

- металеві (довжиною 24...28мм) з обсягами армування по масі (1%; 2%, 10%);
- поліпропіленові (довжиною 12 мм) з обсягами армування по масі (1%);

Усього досліджено 18 зразків.

Результати випробувань представлені в табл. 1.

Таблица 1 - Залежність зміни міцності фібробетонних зразків від виду, розміру й щільності армування

| Вид зразка | Граничні напруги, $\sigma_{\text{виг}}$, МПа | Середнє значення граничних напруг, $\sigma_{\text{виг}}^{\text{cp}}$, МПа |
|-------------------------|---|--|
| Ц: П | 1,3 | 1,2 |
| Ц: П: ППФ (1%) | 1,39 | 1,37 |
| Ц: П: МФ (1%) | 1,5 | 1,39 |
| Ц: П: МФ (2%) | 2,9 | 2,43 |
| Ц: П: ППФ (1%)+ МФ (1%) | 1,64 | 1,61 |
| Ц: П: МФ (10%) | >4,5 | >4,5 |

Примітки: ППФ (1%) - поліпропіленова фібра в кількості 1%, МФ (1%) - металева фібра довжиною 2,4...2,8 см у кількості 1%.

На рис. 1 представлена фотографія зразка армованого поліпропіленовою фіброю в процесі його випробування на вигин.

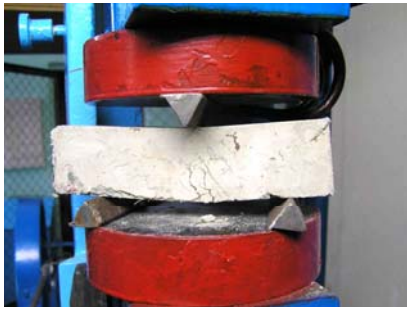


Рис. 1 - Випробування бетонного зразка, армованого поліпропіленовими фібрами (1%).

У процесі проведення випробувань було відзначено, що розмір позамежної області деформування торкретбетонних зразків визначається у випадку поліпропіленових фібр - їхньою межею міцності на розтягання (розрив), а у випадку металевих фібр - пластичними деформаціями контактних зон фібрових волокон на граничних з бетоном областях.

Глибина, на яку поширюється зона пластичних деформацій фібр, становить 0,1...0,15мм. Виходячи із цього, можна зробити висновок, що раціональним є зменшення діаметра фібр до 0,3мм. Використання фібр даного діаметра дозволить максимально ефективно використати поперечний переріз фібр і максимально збільшити площу контакту фібр із бетоном. Це сприятливо позначиться на спільній роботі бе-

тону з металевими фібрами.

Наступний аналіз процесу деформування зразків, армованих металевими фібрами або змішаними фібрами (металевими і пропіленовими) дозволить відзначити наступне. Кожний зразок у процесі навантаження проходить через дві стадії розвитку деформацій (Рис. 3, 4).

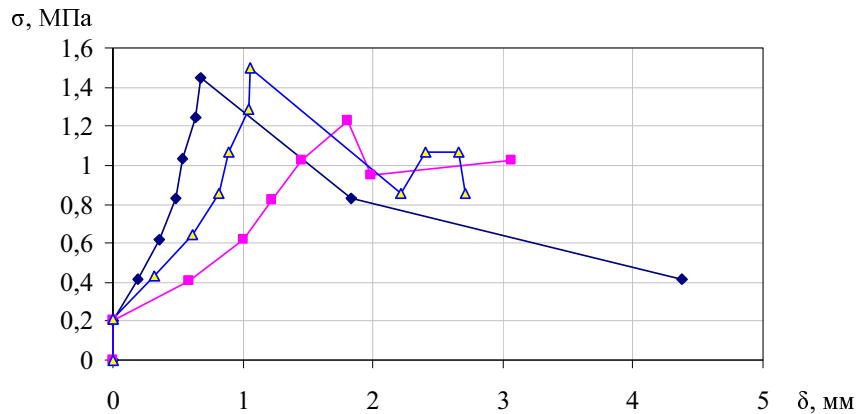


Рис. 3 - Діаграма деформацій зразків, армованих 1% металевих фібр.

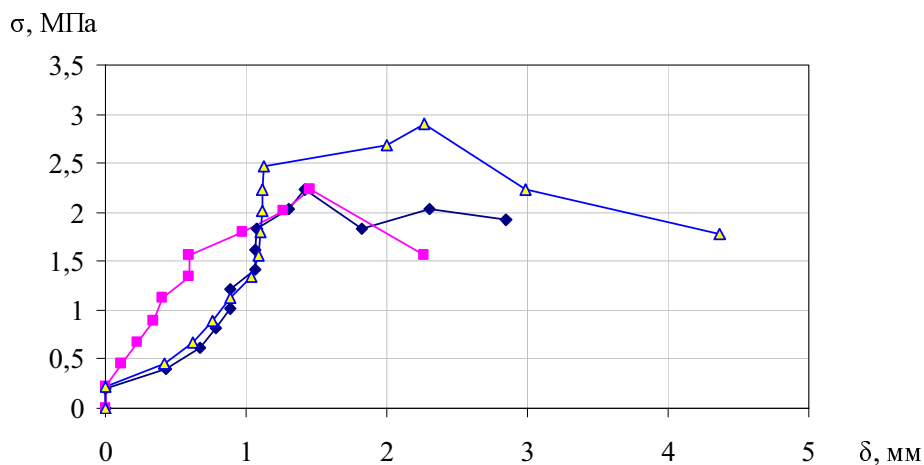


Рис. 4 - Діаграма деформацій зразків, армованих 2% металевих фібр.

На першій стадії реалізуються пружні деформації. Торкретбетон, по суті своєї є композитним матеріалом, що характеризується крихким руйнуванням. Армування бетону фібрами

забезпечує підвищення його працездатності й можливість опору зовнішнім навантаженням на стадії позамежних деформацій.

На даній стадії в результаті значних розтяжних зусиль у зразку формуються тріщина, яка виключає роботу бетону на вигин. У результаті зчеплення фібр із бетоном у роботу включаються фібри. Регресійний характер спадаючої кривої графіку граничних деформацій фібробетонних зразків визначається фізико-механічними властивостями матеріалу армуючого волокна.

Зі збільшенням модуля пружності армуючого волокна крива деформування зразка на стадії пластичних деформацій має менш виражений спадаючий характер. Використання двох типів фібр у сполученні забезпечує підвищення працездатності зразків на стадії позамежних деформацій. У результаті чого спадаюча ланка кривої кожного зі зразків має рівний характер, забезпечуючи працездатність зразка в діапазоні граничних згинаючих напружень.

Слід зазначити, що збільшення змісту армуючих волокон у бетонному зразку від 1...2% до 10% змінює характер процесу деформування зразка. Фактично, фібра починає працювати на розтягання разом з бетоном уже на стадії пружних деформацій.

Висновки.

При армуванні торкретбетону волокнами в кількості до 2..3 % стає можливим забезпечити роботу бетонного зразка на стадії пластичних деформацій, після утворення основної тріщини в результаті досягнення межі пружних деформацій. Стадія пластичних деформацій позначена умовно, тому що на цій стадії пластичні деформації зазнають тільки волокна, що працюють на розрив. Вони включаються в роботу після утворення тріщини в зразку. Ефективність роботи волокон після утворення тріщини в зразку визначається модулем пружності матеріалу волокон, силами зчеплення волокон з бетонним тілом, а у випадку рельєфного профілю силою опору висмикуванню заанкерованого волокна.

Бібліографічний список

1. **Голицынский Д.М.** Механизм нанесения и структурообразование набрызгбетона при креплении горных выработок // Устойчивость и крепление горных выработок. – Ленинград, 1980. - № 6. – с. 88-93
2. **Underground construction.** Research of efficiency of usage and prospects of development of shaft-sinking and tunnel-driving equipment in underground construction. Moscow, 1999. – 241 p.
3. **Борщевский С.В.** Физико-технические и организационные основы интенсивных технологий сооружения вертикальных стволов в породном массиве с повышенной водоносностью Дисс...докт.техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 2008, - 420с.

УДК 622.258.3

АНАЛИЗ ПРИЧИН И ПОСЛЕДСТВИЙ АВАРИИ ПРИ ПРОХОДКЕ ВЕНТИЛЯЦИОННО-ВСПОМОГАТЕЛЬНОГО СТВОЛА РУДНИКА «УДАЧНЫЙ»

К.т.н., доцент Прокопов А.Ю., студ. Тимофеев Д.Н., Шахтинский институт ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия, Горн. инж. Склепчук В.Л., ОАО «Ростовшахтострой», г. Шахты, Россия

Кимберлитовая трубка «Удачная» находится на площади Далдынского кимберлитового поля в северной части Далдынского-Алакитского алмазоносного района. Она располагается на правом берегу р. Далдын в 2,5 км от русла реки на левобережном склоне руч. Пиропового.

Климат района резко-континентальный с продолжительной холодной зимой и коротким тёплым летом. Среднегодовая температура воздуха в районе составляет $-13,3^{\circ}\text{C}$ при абсолютном максимуме $+36^{\circ}\text{C}$ в июле и абсолютном минимуме $-50-60^{\circ}\text{C}$ в январе. Безморозный период равен 40-60 дням. Повсеместно развита многолетняя мерзлота. Глубина сезонной оттайки варьируется от 0,2 до 1,5-2,0 м. Снежный покров устанавливается во второй половине сентября и сходит в конце мая. Средняя мощность снежного покрова на открытых местах составляет 43 см, в тайге – 53 см.

Месторождение алмазов трубки Удачная открыто в 1955 г. партией №167 Амакинской ГРЭ. За прошедшее время произведен огромный объем разведочных работ. В последний этап разведочных работ 1990-1997 гг. была выполнена доразведка глубоких горизонтов трубки до отметки –1080 м.

Разработка верхних горизонтов месторождения осуществляется открытым способом с 1973 г. Проектная глубина карьера составляет 600 м (абс. отм. дна –290 м). К настоящему времени карьером вскрыт горизонт –170 м, а глубина его достигает 470-520 м.

С целью дальнейшей разработки месторождения подземным способом был разработан проект строительства подземного рудника «Удачный», предусматривающий схему вскрытия тремя вертикальными стволами: скиповым, клетевым и вентиляционно-вспомогательным глубиной соответственно 1046, 959 и 997,5 м.

Вентиляционно-вспомогательный ствол диаметром в свету 8 м оборудуется 2 грузовыми клетями 31НВ-4,5А грузоподъемностью 13,5 т (на 30 человек) и противовесами и предназначен для подачи свежего воздуха, спуска-подъема отдельных грузов, материалов и аварийного выхода для людей, а также обслуживания подземного комплекса дробления.

Проходка ствола осуществлялась буровзрывным способом по совмещенной схеме с использованием металлического проходческого копра «Север», передвижной металлической опалубки, стволовой погрузочной машины 2КС-2у/40 и бурильной установки БУКС-1м.

22 ноября 2007 г в 7 часов 40 минут по московскому времени во время ведения взрывных работ в вентиляционно-вспомогательном стволе произошло воспламенение газозадушенной смеси в забое ствола (отм. –890 м), что привело к частичному смятию 40 м вентиляционных труб, смещению нулевой рамы и частичной деформации металлоконструкций и повреждению обшивки копра в количестве 18 панелей. На фотографии (рис. 1) показаны деформации металлических конструкций копра после ремонта его обшивки.

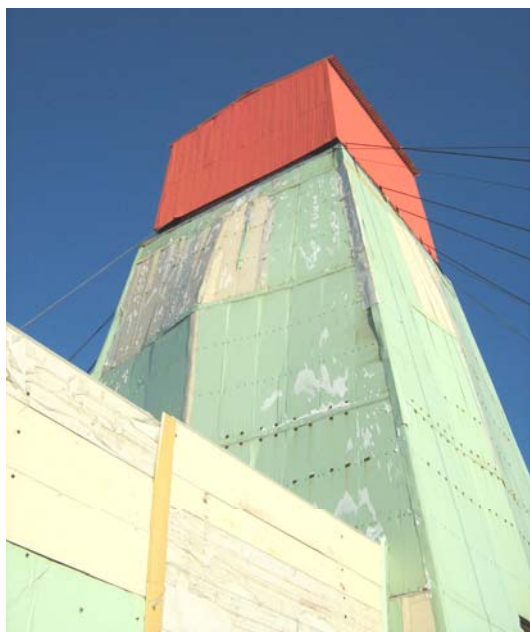


Рис. 1. Деформация металлоконструкций копра после аварии

Изучив материалы расследования аварии, касающиеся применяемых мероприятий по обеспечению безопасности горных работ в условиях газонефтепроявлений было отмечено, что произошедший взрыв мог произойти по причине неправильных организационных действий или природных явлений.

После более детального изучения всех материалов дела было выяснено, что во время проходческих работ в стволе не выполнялся один из пунктов «Организационно-технических мероприятий по обеспечению безопасности при прохождении вентиляционно-вспомогательного ствола строящегося подземного рудника «Удачный» в зоне нефтегазопроявлений», а именно было прекращено использование инертного пламегасящего порошка ИСТО-1 в комплексе с воздушно-механической пеной из-за неэффективности данного мероприятия. По данным инженерного руководства рудника, во время уборки породы после проведения БВР, в забое находили полуразрушенные контейнеры с данным порошком. На основании этих сведений на руднике было решено прекратить использование дан-

ного пламегасящего вещества в связи с неэффективностью этой меры, что в свою очередь привело к негативным последствиям при производстве работ.

В результате проведенного анализа происшествия было решено разработать инструкцию, определяющую порядок и технологию создания инертизирующей среды перед производством взрывных работ совместно с одновременным подтоплением забоя с пенообразователем. Было выяснено, что эффект от применения пожаротушающего порошка может быть достигнут путем создания инерционной порошковой завесы принудительным распылением порошка в

контейнерах зарядом ВВ одновременно с нулевой серией замедления. При этом максимально эффективное использование порошка предполагается в том случае, если контейнеры с ним равномерно разместить в подвешенном состоянии по всему контуру забоя, то есть заменить ранее применяемые 2 мешка по 30 кг порошка в каждом на большее их количество с таким же эквивалентом по массе в сумме.

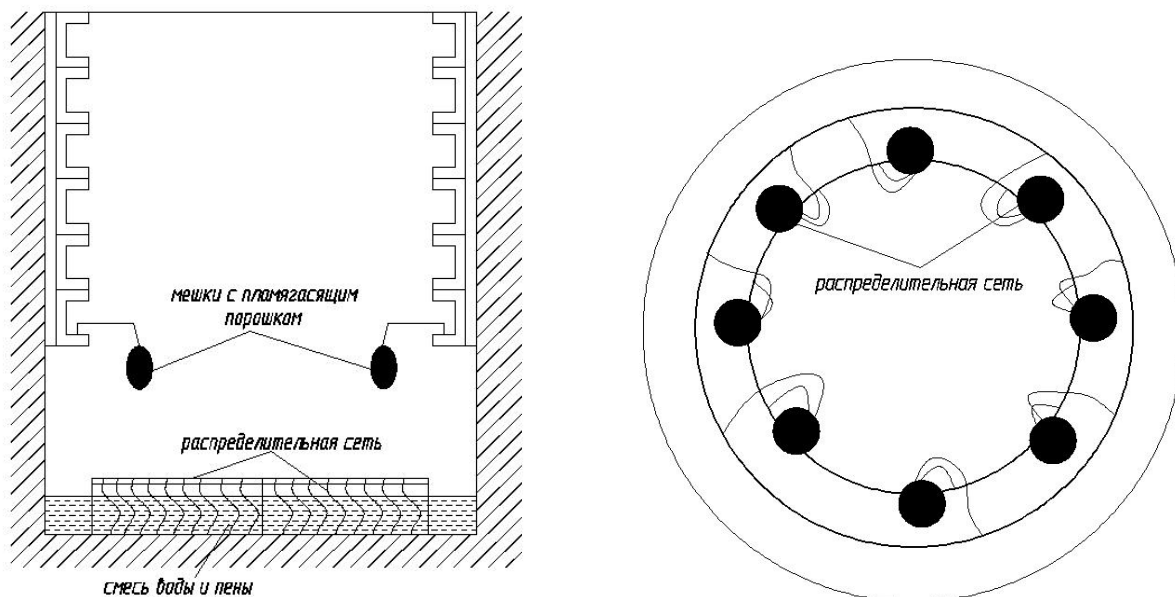


Рис. 2. Рекомендуемая схема расположения мешков с пламегасящим порошком в призабойной зоне ствола

На рис. 2 показана схема размещения пламегасящих средств с целью предупреждения аварий в забое. Она позволяет наиболее рационально, без потерь использовать содержимое контейнеров с порошком.

Таким образом, во избежание аналогичных аварий на строительстве подобных объектов рекомендуется применять предложенный способ.

УДК 622.261.27

ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ЗАКОНОМЕРНОСТИ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА В ОКРЕСТНОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ШАХТЫ «ШАХТЕРСКАЯ-ГЛУБОКАЯ»

Соиск. Наумович А.В., ГП «Шахтерскантрацит», г. Шахтерск, студ. Андронович Е.В., к.т.н., доц. Терещук Р.М., НГУ, г. Днепрпетровск

Планомерное увеличение глубины разработки пластовых полезных ископаемых и соответственно рост горного давления ставит под сомнение существующие теории напряженно-деформированного состояния вмещающего горного массива, рассчитанные для небольших глубин, и требует разработки принципиально новых подходов к обеспечению устойчивого состояния подготовительных выработок.

Многочисленными наблюдениями за изменением состояния подготовительных штреков шахты «Шахтерская-Глубокая» во время эксплуатации установлена неадекватность проявления горного давления при различных видах крепи и способах их поддержания.

В связи с этим более детальные натурные исследования вышеуказанного факта и обоснование способа повышения устойчивости подготовительных выработок за счет выбора рационального вида крепи и способов их поддержания является актуальной задачей.

Цель исследований состоит в установлении закономерности деформирования породного массива в окрестности подготовительных выработок.

Как объект исследований принята зона отработки шахтного поля вокруг 10-ой западной лавы УП ЦБ пласта h_8 и 1-ой восточной лавы УП ЦБ пласта h_8 . Сечение подготовительной выработки – 13,8 м². Прохождение выработки выполняется проходческим комбайном КСП-32. Для крепления принята металлическая крепь КМП-А3. Затяжка боков и кровли – сплошная. Расстояние между рамами – 0,8 м.

Экспериментальный участок №1 заложен в 1-ом западном конвейерном штреке УП ЦБ пласта h_8 . На арках крепи были заложены комплексные наблюдательные станции, предназначенные для измерения вертикальных и горизонтальных составляющих смещений контура крепи выработки, а также изменения кривизны арок крепи в насеченных на них характерных точках для установления динамики действующих изгибающих моментов для последующего пересчета на динамику изменения нагрузок на крепь в зависимости от местоположения относительно каждого рассматриваемого сечения движущегося забоя. Общее количество станций, расположенных на рамах пикетов ПК70+4-ПК71+4 составило 10 штук. Экспериментальный участок №2 заложен в 1-ом восточном конвейерном штреке УП ЦБ пласта h_8 . В настоящее время заложено 4 станции на рамах пикетов от ПК32-ПК32+15, число которых будет возрастать до 10 штук.

С целью установления характерных видов проявлений горного давления в подготовительных выработках было проведено их визуальное обследование. В ходе проведенного обследования установлено, что наиболее характерными видами проявлений горного давления в протяженных выработках являются деформации и повреждения крепи (разрыв хомутов при посадке арок крепи в замках, деформации тела арок с их разрывом в зоне влияния лавы, повреждение и разрушение затяжки) и незначительное пучение пород почвы. Указанные виды проявлений горного давления становятся более интенсивными при влиянии очистных работ и в зоне геологических нарушений.

В качестве основного метода исследований приняты инструментальные наблюдения за смещениями пород и крепи на контуре сечения выработок. Методика шахтных наблюдений включает количественные критерии состояния крепи, обоснование плана контроля (выбор представительного участка и необходимого числа контрольных рам), а также анкету по обследованию выработки. Важным элементом методики было исследование действующих усилий в элементах рамной крепи при помощи кривизномера.

Данные горно-геологических условий разработки и свойств вмещающих пород показывают, что исследуемые выработки находятся в достаточно сложных условиях эксплуатации.

Нагрузка на две соседние рамы, как правило, неодинакова, причем величина нагрузки на длине одного шага рам может изменяться несколько раз. Такая неравномерность в распределении нагрузки на крепь вдоль выработки объясняется неплотностью забутовки, нарушением и неоднородностью окружающих пород, различием механических характеристик отдельных рам крепи, несовпадением моментов срабатывания замков податливости, неудачной конструкцией затяжки и другими факторами. В результате этого плоскость действия нагрузки отклоняется от центральной плоскости рамы, так что элементы крепи, наряду с обжатием продольной силой и изгибом в плоскости рамы, испытывают также скручивающие воздействия и изгиб из упомянутой плоскости.

Анализируя данные о состоянии горных выработок и результаты выполненных визуальных обследований можно отметить, что значительная часть осмотренных выработок находится в неудовлетворительном состоянии, мешает ритмичной работе шахты, ухудшает проветривание и транспорт. Таким образом, методика натуральных наблюдений предусматривает оценку работоспособности крепей по величине и интенсивности процессов смещения пород на контуре выработки, деформации сечения и элементов крепи.

Периодичность всех замеров устанавливается в зависимости от скорости продвижения забоев, интенсивности смещений пород и расстояния до замерных станций.

В период проведения наблюдений в рабочий журнал заносятся сведения, касающиеся отступления от паспортов крепления, примерных размеров и качества забутовки закрепного пространства и др. В дальнейшем в процессе наблюдений отмечаются все изменения состояния рам крепи: деформации ее элементов, разрушения скрепляющих деталей и т.д. По мере поступ-

ления статистических данных инструментальных наблюдений производится их аналитическая обработка.

Таким образом, шахтные исследования показывают, что значительная часть подготовительных выработок находится в неудовлетворительном состоянии, наиболее характерными видами проявлений горного давления в протяженных выработках являются деформации и повреждения крепи и незначительное пучение пород почвы. Результаты натурных исследований являются исходными данными для разработки методов и средств обеспечения устойчивости подготовительных выработок шахты «Шахтерская-Глубокая».

УДК 622.035.4

НОВЫЕ ДИЗАЙН И ТЕХНОЛОГИЯ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНЫХ ХРАНИЛИЩ УГЛЕВОДОРОДОВ

Проф. Лысиков Б.А., студ. Грибцов А.Е., ДонНТУ, г. Донецк

Экономичность подземного хранения газа и нефтепродуктов зависит от объема хранилища и геологических условий. Для хранения нефтепродуктов в незакрепленных горизонтальных туннелях их минимальный экономический оправданный объем, составляет 60000-100000 м³ в устойчивых породах. При удовлетворительных и слабых породах разница между подземным и наземным хранением должна определяться в каждом конкретном случае, поскольку здесь затраты могут быть в 2-4 раза выше, чем в породах устойчивых.

В Швеции подземное хранение углеводородов применяется с 1940-х гг. С этого времени построены разные виды подземных хранилищ, как закрепленных, так и незакрепленных, и получен значительный опыт их строительства и эксплуатации.

Главная часть нефтяных запасов Швеции хранится в незакрепленных полостях туннельной формы. Этот метод широко распространен в скандинавских странах, однако, он не удовлетворяет требованиям современной технологии хранения. В последние годы здесь наблюдались серьезные недостатки: в длинных горизонтальных хранилищах с большой поверхностью раздела нефть-вода возникают благоприятные условия для роста бактерий. Это может привести к процессу разложения хранимого продукта и существенному ухудшению его качества. Особенно уязвимо к бактериологическому воздействию реактивное топливо и поэтому оно теперь не хранится в незакрепленных полостях.

Существуют также другие проблемы, связанные с горизонтальным хранением нефтепродуктов – отложения шлама, загрязнение подземных вод – которые могут быть решены вертикальным дизайном полостей. Этим достигается их более компактное расположение, лучшее использование хранимых ресурсов, лучшая стабилизация окружающих пород. Такая структура

требует меньших затрат на крепь но трудно приспособлена к состоянию напряжений породного массива.

Еще одним примером возможного дизайна хранилища является его воронкообразная форма с центральным насосным вертикальным стволом. У дна этого ствола все полости соединены для работы в режиме сообщающихся сосудов.

Каждая полость имеет форму прямоугольного треугольника, опирающегося на одну из его вершин, что определяет форму хранилища, которая обеспечивает сочетание большого объема хранения с удовлетворительным состоянием окружающей среды. Треугольное сечение по-

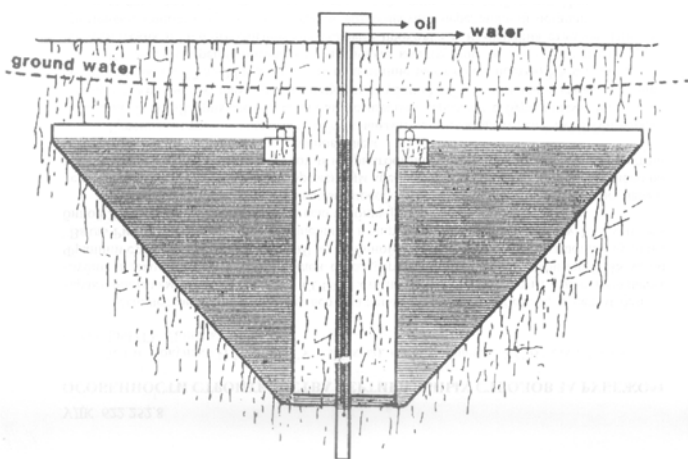


Рис. 1 Воронкообразная форма хранения углеводородов

лости снижает взаимодействие на границе слоев нефть-вода (рис. 1). Такое решение позволяет хранить углеводороды в незакрепленной полости длительное время.

При мелком расположении подземного хранилища с поверхности к нему проходится наклонный туннель доступа. Из этого туннеля вокруг центральной породной колонны проводится кольцевой туннель, обеспечивающий доступ к уровням бурения скважин, взрыванием которых формируется полость. Длина скважин может достигать 100 м, но более реальная длина составляет 60-80 м.

Кровля полостей по предлагаемому варианту втрое меньше, чем традиционного горизонтального хранилища и поэтому требует соответственно меньших затрат на ее крепь и поддержание.

ПРОГРАММА ДЛЯ ВЫБОРА ПАРАМЕТРОВ ПАСПОРТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ПРЯМЫМ ЦИЛИНДРИЧЕСКИМ ВРУБОМ

Ас. Шульгин П.Н., ст. Киреев Ю.О., ст. Молодык Д.Е., ДонГТУ, г. Алчевск, Украина

При проектировании паспортов буровзрывных работ приходится производить большое количество зачастую однотипных и громоздких расчетов [1-3]. Для упрощения и автоматизации расчета параметров буровзрывных работ нами была разработана компьютерная программа, позволяющая проектировать паспорта БВР в горизонтальных и наклонных полевых горных выработках с применением прямого цилиндрического вруба.

В этой программе расчет параметров паспорта буровзрывных работ производится по новой методике. Новым в этой методике является то, что в ней, наряду с учетом горно-геологических (прочность, текстура пород, категория шахты по газу метану) и технических (площадь выработки, глубина заходки) условий сооружения горной выработки, впервые используется отдельный подход к расчету каждой группы шпуров – врубовым, отбойным и оконтуривающим. Это необходимо производить с той целью, что все эти группы шпуров работают по своим особым, значительно различающимся схемам. В частности, врубовые шпуры работают в условиях лишь одной открытой поверхности, расположенной перпендикулярно их направлению, тогда как отбойные шпуры работают уже на две открытые поверхности – плоскость забоя и вновь образованную врубовую полость. Оконтуривающие шпуры должны обеспечить выполнение других требований: они должны создавать ровный контур выработки (требуемого сечения) с минимальными нарушениями сплошности законтурного массива.

Разработанная программа состоит из блоков: ввода данных, расчета, анализа и вывода результатов расчета. Программа также содержит библиотеку рекомендуемых к применению ВВ и правила безопасности [4], требуемые для выбора всех необходимых параметров БВР.

Расчет параметров буровзрывных работ следует производить в такой последовательности:

- на основании исходных данных принять тип ВВ, длину и диаметр патронов (рекомендации по выбору прилагаются);
- рассчитать параметры прямого цилиндрического вруба [5] (радиус вруба, длину центрального шпура, заряд в этом шпуре, и остальных шпурах вруба), все значения принять в соответствии с прилагаемыми требованиями правил безопасности;
- произвести расчет параметров контурного взрывания по методике разработанной в ДонГТУ [6] (принять диаметр патронов в оконтуривающих шпурах, определить их число, расстояние между ними и заряд в каждом шпуре);
- произвести расчет отбойных шпуров. Для их расчета используют стандартную методику расчета [1,2] - определить удельный расход и расход ВВ на весь цикл, количество отбойных шпуров и массу заряда в них.

По окончании расчетов выводится итоговая таблица, которая включает в себя все параметры, необходимые для составления паспорта БВР: очередность взрывания зарядов, длины и заряды во всех шпурах, длина забойки, угол наклона шпуров к плоскости забоя.

Для удобства размещения шпуров в плоскости забоя в разработанной программе реализована возможность построения графической части паспорта БВР. Это позволяет по заранее рассчитанным параметрам паспорта равномерно распределить шпуры по плоскости забоя, учитывая необходимые правила ЕПБ.

На рис. 1 показан пример паспорта БВР, рассчитанный с использованием нашей программы. На нем нанесена координатная сетка, с указанными размерами. Пунктирными линиями показаны зоны, которые приходится на каждую группу шпуров. I разрушается врубовыми шпурами, затем отбойными шпурами разрушаются поочередно зоны II и III. В самую последнюю очередь происходит подрывание оконтуривающих шпуров, и происходит разрушение зоны IV с обеспечением сооружения выработки заданного размера.

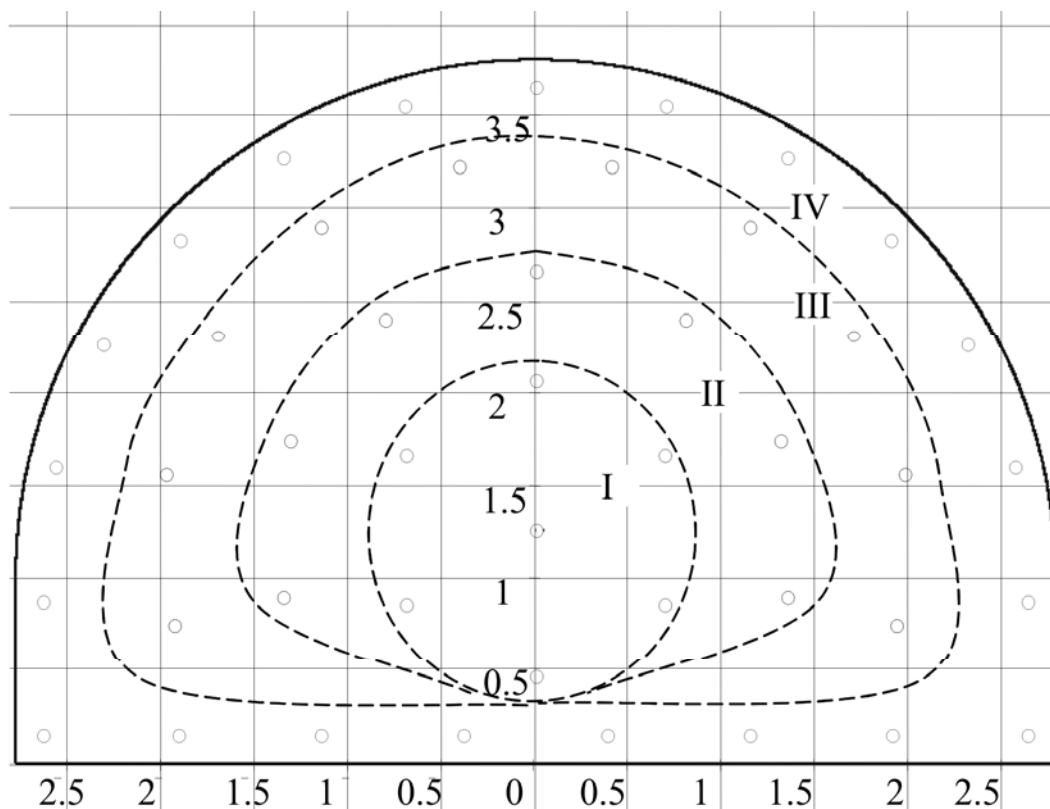


Рис. 1 - Пример размещения шпуров в забое полевой горной выработки

Использование данной программы позволит:

- максимально упростить проектирование паспортов БВР в забоях полевых наклонных и горизонтальных выработок с применением прямого цилиндрического вруба;
- автоматизировать заполнение таблиц с основными показателями БВР;
- равномерно разметить шпуры по забою выработки, с учетом требований, предъявляемых к их работе (врубовые, отбойные, оконтуривающие).

Таким образом, разработанная программа может использоваться при проектировании паспортов БВР в проектных институтах и на шахтах, а также при расчете параметров буровзрывных работ в курсовых и дипломных проектах в учебном процессе горных вузов.

Библиографический список.

1. Шевцов Н.Р., Таранов П.Я., Левит В.В., Гудзь А.Г. Разрушение горных пород взрывом: Учебник для вузов. - 4-е издание переработанное и дополненное - Донецк: 2003. – 253 с.

2. Проектирование паспортов буровзрывных работ при проходке горных выработок: Учебное пособие /Шахтинский институт ЮРГТУ. Новочеркасск: ЮРГТУ, 2002. - 70 с.
3. Носков В.Ф., Комащенко В.И., Жабин Н.И. Буровзрывные работы на открытых и подземных разработках. Москва "Недра" 1982
4. Единые правила безопасности при взрывных работах.- К.- Норматив 1992.- 171с.
5. Г.Г. Литвинский, В.А. Яковенко, П.Н. Шульгин, Прямий циліндричний вруб, ДП „Укр. інститут промислової власності”, 2005
6. Яковенко В. А., Расчет параметров контурного взрывания. – Сб. «Проектирование и строительство угольных предприятий», 1967. 9(105) ЦНИИТЭИ угля.

УДК 622.831

СПОСОБ ОХРАНЫ И ПОДДЕРЖАНИЯ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК В ЗОНЕ ВЛИЯНИЯ ОЧИСТНЫХ РАБОТ*

Соиск. Олексюк А.Б., шахта им. В.М. Бажанова, г. Макеевка, доц. Гапеев С.М., НГУ, г. Днепропетровск

Для успешного решения проблемы подземной угледобычи необходима ритмичная безотказная работа угольных шахт, важным структурным элементом которых является горная выработка. Благодаря высокой степени неоднородности породного массива, обеспечение надежного функционирования воздухоподающих выработок при относительно небольших затратах на их сооружение и поддержание представляет собой сложную научно-техническую задачу.

Особенно актуальна эта задача в зоне влияния очистных работ, поскольку нормальные условия работы комплексно-механизированных угольных забоев возможны только при условии обеспечения надежного эксплуатационного состояния горных выработок.

Одним из методов исследования сложноструктурных объектов в геомеханике является физическое моделирование различных процессов горного производства в лабораторных условиях, где на искусственных моделях воспроизводится процесс деформирования породного массива по мере создания в нем искусственных полостей.

Поэтому целью работы является определение рационального местоположения Центральной вентиляционной магистрали (ЦВМ) шахты им. В.М.Бажанова на моделях из эквивалентных материалов.

По данным горно-геологического разреза шахты выполнен подбор эквивалентных материалов для таких горных пород: песчаник, уголь, аргиллит и алевролит.

Определение предела прочности при сжатии, модуля упругости и коэффициента Пуассона производили на цилиндрических образцах с помощью малогабаритного пресса. Указанный прибор позволяет регистрировать нагрузку и соответствующие ей деформации на образцах.

Исходя из задач, стоящих в ходе моделирования, и габаритов специального стенда для испытаний, представляющего собой плоскую камеру с передней стенкой из оргстекла и систему рычажных домкратов, масштаб моделирования принят равным 1:100.

Для исследований определена 31 ситуация размещения выработки в массиве по отношению к почве пласта: выработка в кровле или почве пласта (расстояние от почвы пласта до почвы выработки $l = \pm 0 \dots 15$ м). С учетом отладки процесса моделирования было испытано 93 модели. Глубина заложения выработки 900 м. Моделировался массив в пределах пласта m_3 шахты им. В.М. Бажанова.

Анализ результатов моделирования позволил сделать следующие выводы:

– независимо от расстояния от почвы пласта до почвы выработки характер разрушений приконтурного массива протекает приблизительно одинаково, только при расположении выработки в кровле пласта процессы деформирования при нагружении $0,5\gamma H$ становятся более интенсивными;

- величины деформаций кровли, почвы и боков выработки при нагружении γH и расположении выработки в кровле пласта практически в два раза больше, чем при расположении выработки в почве пласта;
- наименьшие деформации приконтурного массива выработки наблюдаются при расположении ее в почве пласта на расстоянии 9 м и более;
- в выработках, расположенных в кровле пласта, величина пучения больше и с нарушением сплошности, чем – при расположении в почве;
- наибольшие изменения высоты и ширины выработки наблюдаются при расположении ее на уровне и в кровле пласта и практически не зависят (до 15 м) от расстояния от выработки до почвы пласта, наименьшие – при расположении ее в почве пласта на расстоянии 9 м и более;
- исходя из величины смещения контура горной выработки, наиболее рациональное расположение ее в почве пласта на расстоянии 9 м.

Моделирование на эквивалентных материалах позволило детально проследить механизм деформаций, разрушений и смещений толщи приконтурных пород выработки, проводимой по разрушенным породам, определить ее рациональное местоположение.

Результаты лабораторных экспериментов показывают, что в условиях шахты им. В.М. Бажанова представляется возможным обеспечить эксплуатационное состояние центральной вентиляционной магистрали в зоне разрушенных пород при расположении ее в почве пласта m_3 на расстоянии от выработки до почвы пласта около 9 м.

* – выполнено при поддержке CRDF (Фонда гражданских исследований и развития США), грант USB1-021-DP-07).

УДК 622.035.4

О ВОЗМОЖНОЙ ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ СООРУЖЕНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ДОСТУПА БОЛЬШОГО ДИАМЕТРА ДЛЯ ДОНЕЦКОГО МЕТРОПОЛИТЕНА

Проф. Лысиков Б.А., студ. Иванчишин А.Д., ДонНТУ, г. Донецк

В зарубежной практике широко используются стволы доступа большого диаметра (15-20 м) при строительстве подземных сооружений различного назначения, возводимых на глубинах 30-60 м [1]. При сооружении этих стволов используется технология «стена в грунте», которая оправдала себя при возведении прямолинейных объектов.

Общая последовательность строительства стволов доступа по этой технологии заключается в следующем.

На поверхности сооружается направляющее бетонное кольцо, с помощью которого фиксируется положение вертикальных панелей, составляющих стену в грунте. Это же кольцо предотвращает разлив бентонитовой пульпы на поверхности (рис. 1).

Выемка траншеи осуществляется либо грейфером, подвешенном на кране, либо буровой машиной с режущей головкой, состоящей из двух вращающихся цилиндров, расположенных горизонтально с осями, перпендикулярными стенами траншеи. Длина единичной траншеи составляет обычно 2,7 м, ее ширина равна толщине крепи ствола. Вначале группами по 3 сооружаются первичные панели, затем – вторичные, оставленные по одной между первичными. В ходе сооружения траншея заполняется пульпой, состоящей, в основном, из смеси бентонитовой глины и воды. В зависимости от свойств грунтов в пульпу могут вводиться химические добавки. Благодаря этому, траншея удерживается открытой и не обрушается, поскольку густая пульпа, находящаяся в ней, противостоит давлению пород и подземных вод на стены траншеи. При проходке траншеи буровой машиной пульпа также является средством выноса измельченной породы. На поверхности порода отделяется, а пульпа используется повторно.

После завершения сооружения траншеи в нее опускается стальная решетчатая ферма и через трубу, подвешенную в ней, заполняется бетоном снизу вверх, начиная со дна траншеи. Бетон, поднимаясь, выдавливает из последней пульпу. Внутри решеток на расстоянии 0,9 м

друг от друга смонтированы направляющие трубы для последующего бурения сквозь них цементационных скважин по окружности ствола. В эти трубы, опережая экскавационные работы в стволе, нагнетается раствор, создающий завесу, которая изолирует ствол от притока подземных вод.

После формирования бетонного цилиндра из завершенных панелей в стволе начинается выемка грунта экскаваторами, грузящими отбитую породу в бадьи, поднимаемые на поверхность кранами (рис. 2). При скальных породах их экскавация производится буровзрывными работами.

В условиях Донецкого метрополитена, когда верхней частью ствола пересекаются слабые грунты, а нижней – устойчивые скальные породы, стена в грунте сооружается только на верхнем участке ствола. Его нижняя часть при проходке крепится традиционной временной крепью – анкерами и набрызгбетоном по металлической сетке. Вслед за подвиганием забоя или после окончания проходческих работ эта часть ствола крепится постоянной бетонной крепью.

Когда ствол достигает проектной глубины, на его дне устанавливается большая металлическая решетчатая конструкция, перекрывающая сечение ствола и заполняемая бетоном. Затем дно ствола осушается и служит площадкой для сборки и запуска буровой туннельной машины.

Экономическая целесообразность применения стволов доступа большого диаметра в зарубежной практике полностью оправдано. Об этом свидетельствует широкое применение этой технологии при сооружении подземных объектов различного назначения: от туннелей метрополитенов в Японии до насосной станции в г. Портланд, США [2].

В условиях Донецкого метрополитена сооружение стволов доступа большого диаметра позволит ликвидировать сооружение монтажных и демонтажных камер для сборки и разборки туннелепроходческих комплексов, сократить время и стоимость сооружения первой очереди метрополитена.

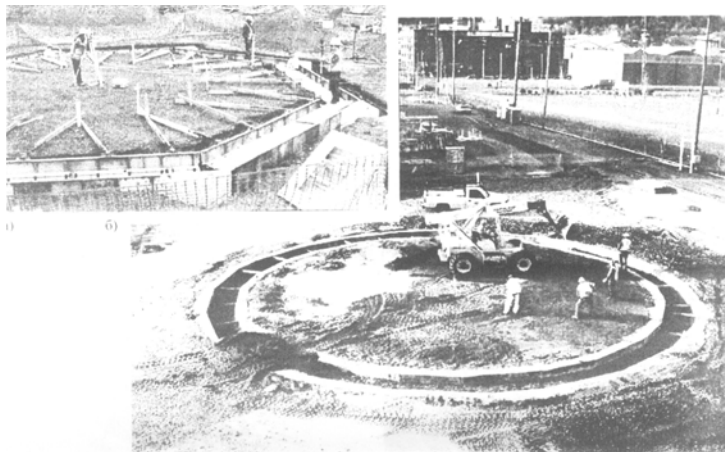


Рис. 1 Направляющее бетонное кольцо, фиксирующее расположение панелей, составляющих стену в грунте



Рис. 2 Погрузка экскаваторами отбитой породы и подъем ее в бадьях краном

Библиографический список

1. Кауфман Л.Л., Кулдыркаев Н.И., Лысиков Б.А. Строительство туннелей. Монография в 2-х частях. Ч. 1. – Донецк: Норд-Пресс, 2006. – 361 с.
2. Лысиков Б.А., Кауфман Л.Л., Кулдыркаев. Опыт США сооружения стволов доступа к туннелям по технологии «стена в грунте» // Современные проблемы шахтного и подземного строительства: Мат. междунар. науч.-практ. симпозиума. Вып. 7. – Донецк, «Норд-Пресс», 2006. – 276 с.

УДК 556.306:622.272.6

ОСОБЕННОСТИ ВОДОПРОЯВЛЕНИЙ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ НА ГЛУБОКИХ ГОРИЗОНТАХ В ЗОНАХ НАРУШЕНИЙ

Доц. Пронский Д.В., студ. Громов В.В., АФГТ ВНУ им. В. Даля, г. Антрацит, Украина

Обводненность является одним из наиболее важных факторов, определяющих сложность ведения горнопроходческих и выемочных работ. Интенсивные водопритоки в горные выработки способствуют снижению устойчивости вмещающих пород, осложняют ведение технологических процессов в очистных и подготовительных забоях, приводят к интенсивной коррозии и гниению элементов крепи. В итоге, это приводит к невыполнению объемов запланированных работ, а также к значительному увеличению материальных и трудовых затрат на водоотлив и поддержание выработок [1].

Для условий Донецкого бассейна давно установлена закономерность снижения водообильности пород с глубиной, однако на участках проявления разрывных и, реже, складчатых форм деформаций она нарушается. Подавляющее большинство прорывов подземных вод и случаев возникновения больших водопритоков в горные выработки связано с тектоническими разрывами, трещиноватыми зонами в песчаниках и резкими перегибами слоев пород. Максимальной водообильностью обладают зоны разрывов типа «сброс», генетически связанные с процессами растяжения толщи. Основными коллекторами подземных вод в районе крупных линейных складок являются мощные пачки песчаников, с которыми связаны значительные и устойчивые водопритоки в горные выработки. Известняки, вследствие незначительной мощности, как правило, не играют существенной роли в обводнении горных выработок. Слои алевролитов и глинистых сланцев, в большинстве случаев, безводны и играют роль водоупоров, разделяющих водоносные горизонты в песчаниках [2].

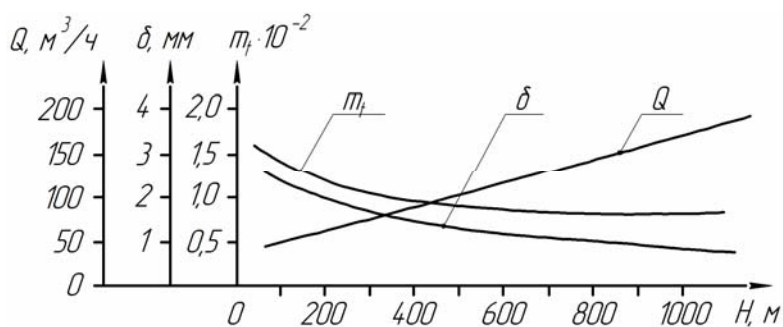


Рис. 1 – График зависимости трещинной пустотности, раскрытия трещин и водопритока от глубины

Согласно данным шахтной геологической службы в Боково-Хрустальском и Должанско-Ровенецком геолого-промышленных районах из 100 случаев пересечения поперечных сбросов горными выработками на глубинах до 1000 м фиксируется около 73 прорывов подземных вод с первоначальными дебитами от 50 до 2000 м³/ч и продолжительностью до 3-5 лет и более. Для центральной части Ровенецкого поднятия, относящегося к этому геолого-промышленному району, произведена обработка статистических данных гидродинамических исследований зон сбросов, которая позволила построить графики зависимости фильтрационно-емкостных свойств горных пород (трещинной пустотности m_i и раскрытия трещин δ), а также величин водопритоков Q от глубины ведения горных работ H (рис. 1).

Анализ графиков позволяет сделать вывод о том, что трещинная пустотность с глубиной уменьшается, при этом на горизонтах от 100 до 1000 м она изменяется соответственно от 0,014

до 0,008. Раскрытие трещин с глубиной уменьшается, при этом на горизонтах от 100 до 1000 м оно изменяется соответственно от 2,4 до 0,9 мм. Величина водопритока из зон разрывов с глубиной увеличивается, при этом на горизонтах от 100 до 1000 м она изменяется соответственно от 50 до 165 м³/ч.

Таким образом, фильтрационно-емкостные свойства водовмещающих пород остаются высокими даже на значительных глубинах, где, как показывает анализ, следует ожидать наибольшие водопритоки. В связи с этим, при проектировании очистных и подготовительных работ на больших глубинах в зонах дизъюнктивных нарушений следует уделять особое внимание тщательности и точности оценок осложняющих факторов, что позволит разработать наиболее эффективные специальные технические мероприятия по борьбе с ними.

Библиографический список

1. Гайдин А.М., Певзнер М.Е., Смирнов Б.В. Прогнозная оценка инженерно-геологических условий разработки месторождений твердых полезных ископаемых. – М.: Недра, 1983. – 310 с.
2. Беседа Н.И. Роль тектонических нарушений в обводнении угольных шахт Донбасса // Разработка и охрана недр. – 1977. – № 6. – С. 48-53

УДК 622.258.3

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОХОДКИ И КРЕПЛЕНИЯ КЛЕТЕВОГО СТВОЛА ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА «АЙХАЛ»

К.т.н., доц. Прокопова М.В., студ. Ткачева К.Э., Шахтинский институт ЮРГТУ (НПИ), г. Шахты, Россия

Месторождение «Айхал» расположено в 400 км к северу от г. Мирный Республики Саха (Якутия) в районе с суровыми климатическими условиями, со среднегодовой температурой – 11°С. Кимберлитовая трубка «Айхал» расположена в зоне сплошного развития многолетнемерзлых пород мощностью 400-500 м, и представляет собой крутопадающее сплюснуто-трубчатое тело северо-восточного простирания под углом 63°. На глубине 126 м трубка разделяется на 2 рудных тела: юго-западное и северо-восточное, разделенные массивом вмещающих карбонатных пород. Северо-восточное рудное тело на глубине 620 м разделяется на 2 рудных столба: западный и восточный. Вмещающие породы представлены мергелями, доломитами, отдельными слоями гипса, известняков, прочностью по шкале проф. Протодяконова от 2 до 7, в основном 3-4.

Вертикальный клетевой ствол рудника «Айхал» проектной глубиной 610,7 м, диаметром в свету 7,0 м, проходится буровзрывным способом по совмещенной технологии. Недостатком применяемого паспорта БВР (расстояние от устья крайнего ряда шпуров до проектного контура 200 мм) и технологии крепления (отступ постоянной крепи от забоя 2-3 м) являются значительные переборы (рис. 1, а), что приводит к перерасходу бетона, увеличению объема выдаваемой породы и замедлению темпов проходки.

Как следствие при бурении отступ шпуров крайнего ряда, на практике, увеличивают (рис. 1, б), что приводит к образованию характерного «kozyрька». Отделение этого выступа с помощью отбойных молотков является трудоёмкой и длительной операцией увеличивающей продолжительность второй фазы погрузки (разборки) на 10-20%. В связи с этим разработаны рекомендации по бурению за крайним рядом оконтуривающих, комплекта дополнительных укороченных шпуров длиной $l_{шп}=1,4$ м с углом наклона 75° (рис. 1, в), составлен паспорт БВР, содержащий 17 дополнительных шпуров [1].

Для организации эффективного бурения рекомендуем совместить спуск установки БУКС-1М и начальный этап бурения с окончанием второй фазы погрузки породы (возможно время совмещения около 1 ч.), для чего разбив забой на сектора выполнять их разборку поочередно. Для бурения шпуров с $l_{шп}=1,4$ м использовать перфораторы, работу выполнять также в совмещении с основными процессами [1].

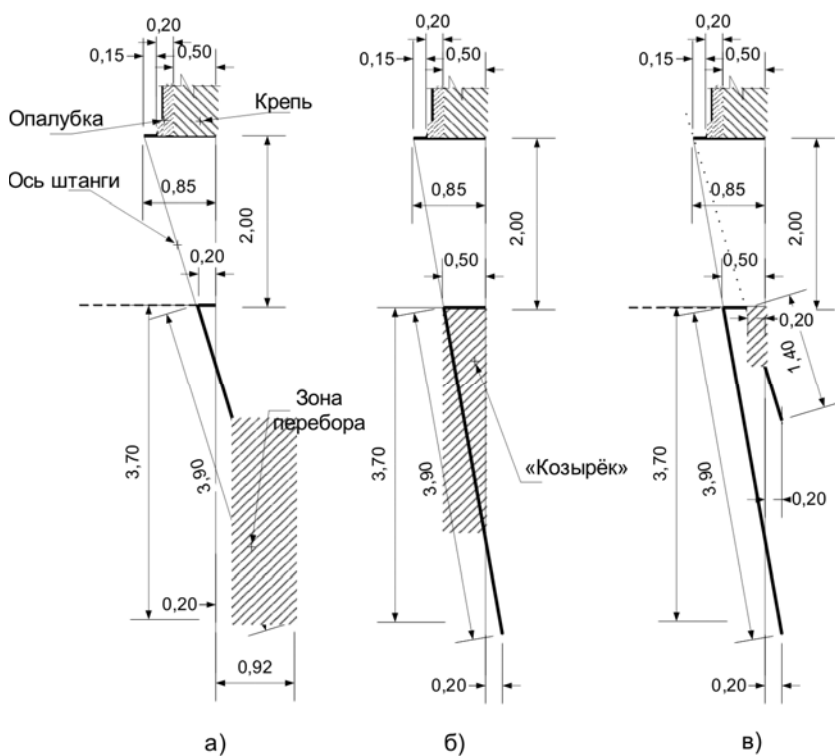


Рис. 1. Влияния расположения и угла наклона оконтуривающих шпуров

Исследования, проведенные в ШИ(ф) ЮРГТУ показали, что с глубиной металлическая опалубка деформируется, при этом ее форма в плане приобретает вид овала или эллипса [2]. В связи с этим была разработана схема распорки, позволяющая контролировать радиальные размеры опалубки (рис. 3).

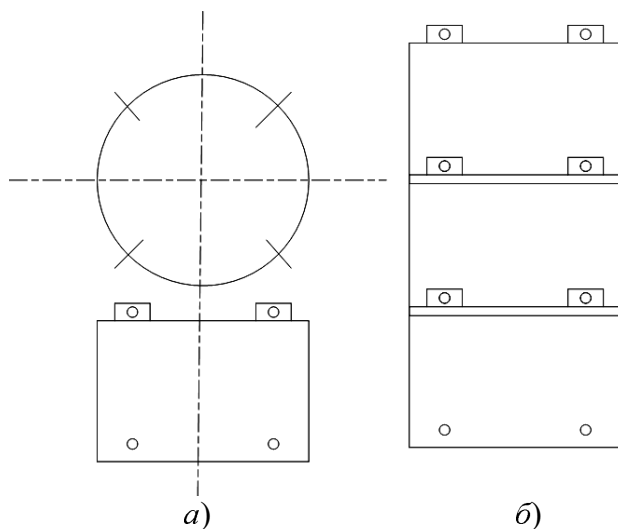


Рис. 2. Схема опалубки с дополнительным приспособлением для ориентирования:
а – общий вид опалубки; б – схема совмещения опалубки по заходкам

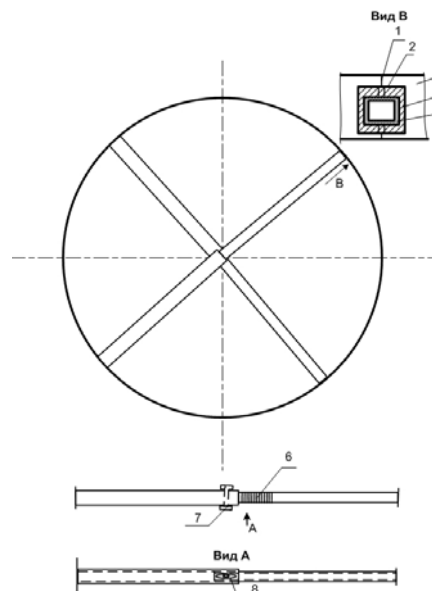


Рис. 3. Схема распорки для контроля формы опалубки:

- 1 – риска для совмещения на ребре жесткости опалубки,
- 2 – риска для совмещения на накладной пластине распорки, 3 – горизонтальное ребро жесткости опалубки,
- 4 – накладная деталь распорки, 5 – профиль распорки, 6 – шкала диаметров опалубки, 7 – зажимной болт, 8 – отверстие для податливого соединения двух балок

Учитывая также то, что ствол проводится в условиях вечной мерзлоты, для защиты постоянной бетонной крепи, в частности крепи устья, рекомендуется предусматривать бетон определенной марки по морозостойкости. Для крепи устья ствола и протяженной части до глубины 400-500 м должен применяться бетон марки по морозостойкости не ниже F150.

Таким образом, вышеизложенные рекомендации и мероприятия способствуют увеличению темпов проходки ствола, и, следовательно, технико-экономической эффективности строительства.

Библиографический список

1. **Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю.** Определение рациональных параметров организации скоростного проведения вспомогательного клетового ствола рудника «Айхал»: Отчет по хоздоговору №10/08 с ОАО «Ростовшахтострой».
2. **Проконова М.В.** Обоснование параметров крепи и жесткой армировки глубоких вертикальных стволов с учетом фактических отклонений от проекта в процессе проходки: Дис... канд. техн. наук. – Новочеркасск: ЮРГТУ(НПИ). 2004. – 139 с.

УДК 622.016

О МЕХАНИЗМЕ ВОЗНИКНОВЕНИЯ ОБРУШЕНИЙ В ТУННЕЛЯХ

Проф. Лысиков Б.А., студ. Сытникова Ю.В., ДонНТУ, г. Донецк

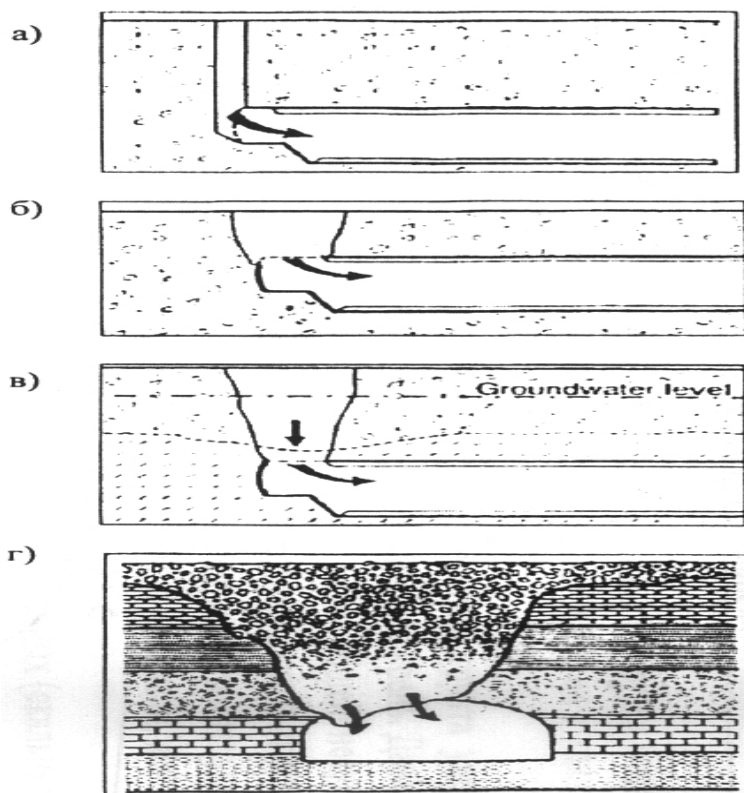


Рис. 1 Механизм образования вертикальной расщелины между туннелем и поверхностью

- а) начало образования расщелины – встреча забоя со слабыми породами в кровле туннеля; б) расширение расщелины при недостаточной мощности перекрывающих пород в кровле туннеля; в) расширение расщелины при наличии водонасыщенных пород в кровле туннеля (штрихпунктиром показан уровень грунтовых вод); г) расширение расщелины при встрече туннеля с руслом древней реки.

Установлено, что в туннелях, в отличие от других подземных структур, грунт действует не только как источник нагрузок, но и как поддерживающее средство [1].

Когда выполнена экскавация, прочность грунта удерживает полость открытой до тех пор, пока не будет установлена крепь. Даже когда это сделано, грунт обеспечивает существенную долю общей несущей способности конструкции. Таким образом, для проектировщика и строителя туннеля породы или грунт, окружающие туннель, служат строительным материалом и их характеристики также важны, как бетона или стали, используемых в качестве структурных элементов.

Туннели проводятся в грунтах и в коренных (скальных) породах. Переход между грунтом и породой выражен нечетко и существует много видов геологических формаций, которые могут восприниматься либо как мягкая порода, либо как плотный грунт. Напряжения, которые существуют в породном массиве, определяются весом перекрывающей толщи и геологической историей отложений. Нарушение поля напряжений подземной экскавацией может превысить пределы проч-

ности пород. В этих случаях ослабление пород, примыкающих к границам экскавации, приводит к их нестабильности и обрушению.

Если полость увеличивается, в ее кровле растут напряжения растяжения и сдвига. При этом стены полости испытывают сжимающие усилия. В кровле, а также на стыке кровли и стен, развиваются трещины, которые расширяясь, позволяют выпасть блокам породы. Когда механические возможности породной массы превышены, происходит ее перемещение и образование трещиноватой зоны, что предотвращается установкой адекватной крепи в месте, ближайшем к забою или даже перед ним.

Обрушение туннеля, распространяющееся до поверхности, начинается с образования вертикальной расщелины, связывающей туннель с поверхностью земли. Это объясняется малой крепостью пород в кровле, недостаточной мощностью слоя, перекрывающего туннель или отделяющего его от водоносного слоя, образованием трещин или наличием расположенных близко инженерных сооружений – колодцев, коммуникаций и др. (рис.). Дальнейшее развитие расщелины – это прогрессирующий механизм, который начинается с разрушения кровли или «висячей» стены при наклонной поверхности породного слоя. Если стабильная, поддерживающая себя арка образующейся полости не может быть сформирована, обрушение распространяется по направлению к поверхности. При падении породного материала он заполняет и закупоривает полость, задерживая ее развитие и создавая поддержку поверхности. Однако, при большом размере полости или недостатке осыпавшегося материала ее расширение происходит очень быстро.

Библиографический список

1. Кулдыркаев Н.И., Кауфман Л.Л., Лысиков Б.А. Экологические аспекты строительства туннелей. Ч. 2. – Донецк: «Вебер», 2009. – 298 с.

УДК 622.235

РОЗРАХУНОК НАБОЇВ ВІДБІЙНИХ СВЕРДЛОВИН ДЛЯ УМОВ ДОКУЧАЄВСЬКОГО ФЛЮСО-ДОЛОМІТНОГО КОМБІНАТУ

К.т.н., доц. Шкуматов О.М., студ. Бурда А.В., ДонНТУ, м. Донецьк

Дана стаття присвячена питанню спорудження в'їзної траншеї та технології розкривних робіт за допомогою вибуху на викид. Для здійснення однобічного спрямованого викиду застосовуються пласкі або клиноподібні набойі. На ефективність спрямованого викиду значний вплив чинять його кут нахилу до обрїю, товщина шару, що підривається, тип ВР, діаметр свердловини.

Для розрахунків використовуються наступні формули: довжина набійки $l_{заб} = 15 \cdot d_{ск}$, м; довжина свердловини $l_{скв} = \frac{H_y + l_{перебура}}{\sin 80^\circ}$, м; $l_{зап} = l_{скв} - l_{заб}$, м; лінія найменшого опору

$W = l_{заб} + \frac{l_{зап}}{2}$, м; показник дії вибуху $n = \frac{r_в}{W}$, де $r_в$ - радіус вирви викиду.

Набойі викиду розташовують на такій відстані один від іншого, щоб при спільній дії вони утворювали виїмку з рівною підшовою. Відстань між набоями розраховується як $a = 0,5 \cdot W \cdot (n + 1)$, м. Маса набоя, у кг, при глибині свердловини до 25 м визначається згідно з формулою $Q = q_n \cdot W^3 \cdot (0,4 + 0,6 \cdot n^3)$ [1]. Оскільки табличні значення питомої норми витрати q_n наведені для ВР із працездатністю 300 см³, а застосований грамоніт 79/21 має працездатність $P=340$ см³, табличне значення q_n коректується поправочним коефіцієнтом, який дорівнює 0,88.

Маса набою 1 м свердловини дорівнює $\gamma_3 = \frac{\pi \cdot d_c^2}{4} \cdot \Delta_{zap}$, кг/м. При такій масі однометрового набою довжина свердловини повинна складати $l_c = \frac{Q}{\gamma_3}$, м.

Якщо отримане значення більше розрахованого раніше, тобто $l_c > l_{кр}$, треба змінювати діаметр свердловини.

У ВАТ ДФДК відстань між рядами свердловин складає 6,0...8,0 м. Тому для подальших розрахунків були прийняті наступні значення: радіус вирви викиду $r_e = 3,0$ м; W буде перемінною, тому що глибина траншеї змінюється від 0 м (на в'їзді) до 27,9 м (наприкінці); глибина свердловини чи висота уступу $H_y = 10$ м; діаметр свердловини 105 мм при бурінні устатковиною НКР-100М; глибина свердловини 12,7 м. Однак розрахунки показали, що для забезпечення викиду породи з глибини 27,9 м набій необхідної маси не зможе розміститися у свердловині такого діаметру. Потрібний діаметр свердловини повинен дорівнювати 250 мм. Тому доцільно використовувати устатковину СБШ-250МН. При такому діаметрі вага 1 м набою свердловини дорівнює 44,16 кг/м; його довжина – 4,85 м; довжина набійки – 7,85 м, що більше мінімально припустимої.

Запропонована технологія будівництва в'їзної траншеї з використанням вибуху на викид дозволяє скоротити тривалість її спорудження з 6,5 місяця до 1,15 місяця, тобто на 82,3%.

Бібліографічний список

1. Руйнування гірських порід вибухом [підручник для вузів] / М.Р.Шевцов, П.Я.Таранов, В.В.Левіт, О.Г.Гудзь. – Донецьк: ТОВ „Лебідь”, 2003. - 272 с.

УДК 622.28.048

ИЗУЧЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ СИЛЬНООБВОДНЕННОЙ КРОВЛИ РАЗВЕДОЧНО-ДРЕНАЖНОГО ШТРЕКА ШХ. «КОМСОМОЛЬСКАЯ»

Доц. Рябичев В.Д., ст. преп. Кобзарь Ю.И., студ. Нор С.М., АФГТ ВНУ им. В.Даля, г. Антрацит, Украина

Практика эксплуатации многочисленных подготовительных выработок с обводненной кровлей показала, что за определенный период зона неупругих деформаций пород увеличивается в 1,5-2 раза, достигая определенной критической величины.

Изучение развития зоны неупругих деформаций проводилась в обводненных условиях в восточном разведочно-дренажном штреке горизонта 880 м пласта h_{10} ш. «Комсомольская» ГП «Антрацит».

Данную выработку начали проводить с 1986 года по направлению для доразведки пласта и дренажа нарушенных зон пласта h_{10} с целью сбойки с дренажным ходком ниже горных работ бывшей шахты № 4 «Нагольчанская». Восточный разведочно-дренажный штрек, пройден буровзрывным способом со смешанной подрывкой, закреплен металлической арочной крепью КМП-А3-13,8 с сечением в проходке $15,9 \text{ м}^2$, в свету - $12,8 \text{ м}^2$ с шагом установки рам крепи 1,0 м, железобетонной затяжкой боков и кровли выработки.

Штрек пересекают сильно обводненные сбросы: Центральный №1, №2, № 3, Ясеновский №2, №1. Поле по степени сложности гидрогеологических условий разработки относится к III группе - постоянно большие и весьма неравномерные водопритоки, часты случаи прорывов воды в горные выработки при вскрытии зон тектонических нарушений. В зонах повышенной трещиноватости водоприток увеличился до 10 и более $\text{м}^3/\text{час}$.

Проблемы обеспечения эксплуатационной сохранности данной подготовительной выработки возникли уже в период строительства горизонта. При проведении штрека была пересечена зона дробления и сброс Центральный. Первоначальное водопроявление в штреке было зафиксировано в виде капежа по верхней стороне выработки и притока воды в количестве $5,6 \text{ м}^3/\text{ч}$ по нижнему контак-

ту угля и почвы. Позже приток воды увеличился до 22 м³/ч, а затем до 32 м³/ч в забое. Вода безнапорная, источник питания сброса – горные выработки бывшей шахты № 4 «Нагольчанская».

В настоящее время выработка находится в аварийном состоянии: отдельные участки выработки полностью засыпаны горной массой, произошло пучение пород почвы и деформация арочной крепи, сечение выработки уменьшилось до 8 м², отсутствует контакт рам крепи с кровлей и боками. Для приведения выработки в безопасное состояние производится подрывка почвы и перекрепления деформированных рам крепи. Для ремонта и приведения штрека в безопасное состояние необходимо 814 шт. ремонтин, скоба М-24 – 1401 шт.; скоба М16 – 2135 шт.; межрамная стяжка (0,5 м) – 2068 шт.; арочная крепь АП-13,8 – 140 комплектов, арочная крепь АП-11,2 – 30 комплектов.

В нашем случае окружающие пласт h₁₀ породы представлены песчано-глинистыми и песчаными сланцами. Распространения трещинообразования вглубь массива можно объяснить только повышением интенсивности формируемой по периметру обнажения нагрузки на поддерживаемые выработку основные несущие элементы рамной металлической крепи. При этом проявление горного давления сопровождается разрушением элементов крепи, краевой части породы и угольного пласта, а также выдавливанием почвы. Нельзя исключать, что доминирующим фактором, определяющим устойчивость выработки, является степень ослабления угленосной толщи под воздействием геомеханических процессов в частности водонасыщения, отличных от исходных в 1985 году структурно-прочностных свойств пород.

Известно, что породы намокая в обнажениях теряют до 80% своей первоначальной прочности. В особенности это характерно для основных углевмещающих пород – аргиллитов и алевролитов. Увлажнение окружающих выработку пород является одним из главных факторов существенного уменьшения прочности пород (в 2-5 раз и более), резкого ухудшения ее устойчивости и увеличения высоты выдавливания пород почвы. По мере увеличения напряженного состояния прилегающих вмещающих породах возрастает трещинообразование, создаются предпосылки к сползанию пород. Плоскостью сползания является контактная поверхность пород отделяющая их от нижележащего (вышележащего) массива угольным пластом, пришлифованными (зеркальным) контактом между слоями (пачками), углистым прослоем, обводненным межслоевым контактом пород, особенно пород представленных глинистыми сланцами [1].

Исследования показали, что как сама структура породного массива, так и технология проведения и крепления выработки приводит к тому, что вокруг выработок на большой глубине образуется техногенная структура, формирующая неравномерную нагрузку на крепь.

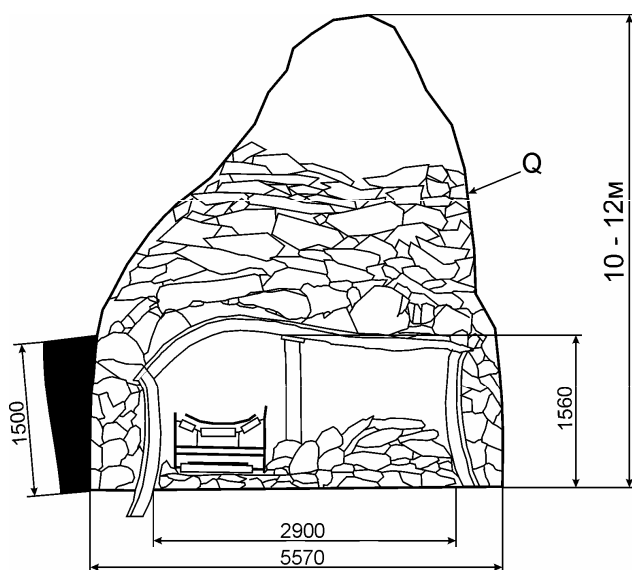


Рис. 1 – Сечение и фрагмент вывала кровли восточного разведочно-дренажного штрека до перекрепления

Таким образом, реальный характер взаимодействия крепи горных выработок с породным массивом может в значительной степени отличаться от классического. В то же время крепи проектируются по заданным нагрузкам, более или менее равномерно распределенным по периметру выработки.

В нашем случае крепь работает совершенно не в том режиме, для которого предназначена и в результате значительная их часть разрушается и не обеспечивает необходимой эксплуатационной надежности выработки. На рис. 1 видно, что зона вывала вытянута в направлении обводненности, что соответствует реальности. В дальнейшем обрушение развивается, охватывая вышележащие слои пород кровли. Замеры показали, что зоны неупругих деформаций в данных условиях развилась на расстоянии 10-12 м.

Таким образом, опыт строительства и эксплуатации обводненных горных выработок на больших глубинах показывает, что с увеличением обводненности состояния подготовительных выработок резко ухудшается и требует ремонта задолго до намеченного срока окончания их эксплуатации. Во многих случаях после проведения ремонтных работ выработки продолжают деформироваться, что объясняется недостаточной изученностью проявления горного давления на больших глубинах и отсутствием надежных методов их прогнозирования.

Библиографический список

1. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород: Учебник для ВУЗов. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с.

УДК 622.553

О СИНГЕНЕТИЧЕСКОМ ЗАЛОЖЕНИИ ОТДЕЛЬНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ ТЕКТОНИЧЕСКИХ СТРУКТУР ПРИ НАКОПЛЕНИИ УГЛЕНОСНЫХ ОТЛОЖЕНИЙ В ДОНБАССЕ

Доц. Г.М. Смородин, студ. И.В. Дудка, АФГТ ВНУ им. В.Даля, г. Антрацит, Украина

Важным элементом морфологии угольных пластов являются размывы, замещающие угольный пласт полностью или частично, имеющие весьма разнообразную форму, масштабы и генезис, за редким исключением, не выявляемые на стадии изучения и подготовки месторождений. Детальные генетические классификации и описание конкретных размывов имеются в многочисленных публикациях. В тоже время освоение в последние годы глубоких горизонтов в Донском бассейне позволило получить весьма объемную информация о закономерностях и особенностях распространения и строения размывов, а также установить некоторые взаимосвязи размывов с геотектоническим режимом отдельных структур и их элементов и, как следствие, палеогеографическими обстановками.

Конседиментационные размывы угольных пластов весьма характерны для восточной части Главной синклинали Донбасса, осложненной Ровенецким поперечным поднятием. Общие закономерности и особенности распространения и строения локальных размывов рассмотрены в [1], что позволило автором предполагать сингенетическое заложение некоторых элементов тектонической структуры района.

На южном крыле Боково-Хрустальской синклинали геологоразведочными и, в дальнейшем, горными работами установлены и детально изучены площадные размывы эллипсовидной формы, вытянутые в северо-западном направлении. Размывы прослеживаются на одной и той же площади по угольным пластам h_7 , h_8 , h_{10} , k_2 и имеют по каждому пласту ориентировочные размеры по главным осям 2000м на 900м соответственно. По всем вышеуказанным пластам размывы выполнены среднезернистыми кварцево-полевошпатовыми песчаниками или запесоченными сланцами песчаными; эпизодически встречаются линзовидные невыдержанные прослойки и прожилки блестящего крепкого угля. На границах размывов все угольные пласты на ограниченных расстояниях расщепляются на 2-3 и более пачек мощностью от 5-10 до 30-35см и далее полностью выклиниваются, зачастую приобретая по данным горных работ структуру «конский хвост».

Характерно, что по всем подверженным размыву угольным пластам литологический состав и текстура пород, слагающих размыв и на прилегающих к нему участках непосредственную кровлю пластов идентичны, что подтверждает с учетом особенности строения их сингенетическое заложение.

Приведенные данные позволили сделать вывод, что отдельные участки крупных современных тектонических структур на протяжении длительного геологического времени периода угленакопления характеризовались особым геотектоническим режимом и палеогеографическими обстановками, что оказало значительное влияние на морфологию угольных пластов на этих участках.

Библиографический список

1. Смородин Г.М., Дудка И.В. Особенности внутрипластовых размывов угольных пластов в Боково-Хрустальском геолого-промышленном районе Донбасса / Проблемы горного дела и экологии горного производства: Матер. междунар. научн.-практ. конф. – Донецк: Норд-Пресс, 2008. – С. 33-35

УДК 622.032

ПРИМЕРЫ ВОЗДЕЙСТВИЯ ЗЕМЛЕТРЯСЕНИЙ НА ПОДЗЕМНЫЕ СООРУЖЕНИЯ

Проф. Лысыков Б.А., студ. Киберева К.Е., ДонНТУ, г. Донецк

Многие подземные сооружения, построенные в разных странах мира, испытали на себе воздействие землетрясений.

Автомобильный комплекс Bolu, Турция, состоящий из двух туннелей, предназначен для улучшения общественного транспорта и проходит в гористой местности между городами Istanbul и Ankara. Каждый туннель проходил с помощью буровзрывных работ новоавстрийским методом. Сечения туннелей арочной формы имеют ширину 16 м и высоту 15 м.

В районе комплекса расположены два активных нарушения – Zekidaqi и Vakacak.

Туннель Bolu испытал воздействие двух основных землетрясений. Одно из них – Koceli 17 августа 1999 г. с магнитудой 7,4 имело минимальное воздействие на туннель.

Землетрясение Duzce с магнитудой 7,2 произошло 12 ноября 1999 г. К этому моменту туннель был пройден на длину 800 м, но постоянная монолитная крепь была возведена только на участке 300 м. Остальная часть туннеля была пройдена по глинистому материалу и закреплена первичной крепью из анкерных болтов и набрызгбетона. Оба туннеля, входящие в комплекс, обрушились на длине 300 м.

Железнодорожный туннель Inatori, Япония, имеет диаметр 6 м и длину 906 м. Наибольшая толщина перекрывающих пород равна 100 м. Туннель проходил через отложения вулканического грязевого потока, который был геотермально преобразован в глину. Толщина бетонной крепи туннеля составляла 0,7 м.

Землетрясение привело к перемещению трассы туннеля Inatori, а также к поперечным и продольным деформациям его бетонной крепи. Ось туннеля была перемещена на 50-70 см на участке длиной 20 м в 440 м от портала. Поперечные изгибы длиной в несколько дециметров были зарегистрированы в 300-400 м от главного нарушения.

Несколько туннелей было повреждено главным землетрясением Японии Nyogoken-Nambu, которое произошло возле города Kobe 17 января 1995 г. на глубине 17,9 км. Оно имело магнитуду 7,2 и разрывную зону длиной 40 км. Горизонтальные перемещения в этой зоне достигали 1,7-1,9 м, вертикальные – 1,25 м.

Землетрясение унесло 5840 жизней, около 94900 человек были травмированы. Оно полностью разрушило более 192700 зданий и строений. Современные небоскребы перенесли землетрясения лучше, чем старые жилые дома.

В районе бедствия находилось 107 туннелей, не считая пройденных открытым способом. Повреждения наблюдались в 24 туннелях, из которых 12 требовали ремонта.

Станция метро Daikai Kobe, Япония была разрушена землетрясением 1995 г. В проект станции, построенной открытым способом в 1968 г., не были включены специфические решения, учитывающие сейсмическую опасность района.

При толщине перекрывающего станцию слоя грунта толщиной 5 м разрушение более 20 центральных колонн вызвало оседание улицы над станцией до 2,5 м на площади 100x20 м. В ходе землетрясения поперечные стены в концах станции и местах, где она меняла ширину, действовали, как каркасные связи, сопротивляющиеся разрушениям. Эти стены сильно растрескались, но колонны возле них не пострадали.

Одной из главных причин описанных повреждений стало отсутствие уплотненного заполнения закрепного пространства между шпунтовыми сваями котлована и стенками туннеля, проходимого открытым способом.

В центральном Тайване в сентябре 1999 г. произошло землетрясение с магнитудой 7,3. Его глубина составляла 7,5 км, а эпицентр располагался вблизи города Chi-Chi. Это землетрясение нанесло серьезные повреждения энергетическим объектам, сельскому хозяйству, зданиям и сооружениям, инфраструктуре. Погибло 2372 человека, были травмированы 10002 человека. Разрушились 9909 строений, повреждения получили 7575 зданий. Сотрясения земли были очень велики. Пиковые ускорения достигали 0,8-1 д.

Землетрясение повредило 49 туннелей из 57. Так туннель Chih-Gang Dam, пересеченный разрывным нарушением, местами обрушился на расстоянии 3-4 м. Туннель San-1 и Chi-Chi испытали пиковое ускорение земли более 0,45 д.

Поврежденные туннели расположены, главным образом, на висячей стороне нарушения или построены в слабых породах.

УДК 622.023:539.217.5

МАГНІТНЕ СТИМУЛЮВАННЯ ФАЗОВИХ ПЕРЕТВОРЕНЬ У ВУГІЛЛІ МАРКИ Ж

Д.т.н., проф. Соболев В.В., асп. Філіппов А.О., НГУ, м. Дніпропетровськ

Показані результати досліджень вугілля марки Ж, що був відібраний із викидонебезпечного пласта m3 (шахта ім. А.Ф. Засядька). Зразки вугілля оброблювалися слабкими магнітними полями під тиском до 106 Па. Перед проведенням досліджень зразки вугілля висушувалися при температурі 350С на протязі 24 годин. Для усіх зразків максимальні значення електричного струму (0.1 А) та напруги (1, 10 та 100 В) задавалися джерелом постійного живлення. Величина струму, що проходила крізь зразки не перевищувала 5·10–6 А. Температура зразків вугілля під час обробки коливалася у діапазоні від 20 до 300С. Напруженість магнітного поля Н на поверхні зразку вугілля ($R_0=4,5 \cdot 10^{-3}$ м) розраховувалася як для провідника обмеженої довжини і дорівнювала $2 \cdot 10^{-4}$ А/м; у центрі зразку значення (при зменшенні радіусу R_0 до 10–6 м) – $H = 1,5$ А/м. Експерименти проводилися за методикою [1].

В дослідженнях використовувалися методи рентгенографії (к.ф.-м.н. Хлинцев В.П.), електронного парамагнітного резонансу і інфрачервоної спектроскопії (к.т.н. Поляшов О.С.), термічного аналізу (к.ф.-м.н. Баскевич О.С.).

Очікується, що при пропусканні слабого струму у зразках вугілля в цілому буде збільшуватися "аморфність" за рахунок руйнування зв'язків і переходу деяких його компонентів у газ.

На дифрактограмах зразків у діапазоні кутів ($2\theta=10-50$) чітко виділяються два гало, на фоні яких – дифракційні максимуми. Всі дифрактограми мають схожий характер і свідчать про фазові перетворення у вугіллі. По-перше, спостерігається збільшення інтенсивності лінії максимуму першого гало, що може свідчити про збільшення кристалічної складової цієї фази і, по-друге, зменшується пів-висота максимуму інтенсивності другого гало. У останньому випадку бачимо процес зменшення вмісту фази, якій відповідає максимум інтенсивності. Найбільш сильна лінія відповідає міжплощинній відстані $d = 3,35$ нм (табл. 1), що співпадає з табличним значенням d графіту, також близьке значення мають інші лінії. Основні міжплощинні відстані у

зразках показані у табл. По відношенню до вихідного оброблені зразки мають меншу інтенсивність другого максимуму і меншу ширину першого. «Ступінь аморфності» зразків, підданих обробці, менше в порівнянні з вихідним. Припускається, що вплив магнітного поля стимулює у вугіллі спін-селективні хімічні реакції. У зразках вугілля проходять процеси кристалізації за рахунок цих реакцій між рухомими радикалами і нерухомими компонентами органічної маси вугілля.

Оброблені зразки частково складаються з аморфної фази, але значна частина об'єму має кристалічну структуру. У окремих зразках можливо відбулися процеси, що супроводжувалися утворенням двовимірних графітоподібних фаз. По відношенню до початкового оброблені зразки мають меншу ширину аморфної складової, що свідчить про більшу впорядкованість аморфної матриці по відношенню до початкового.

Результати аналізу ЕПР зразків вугілля показані на рис. 1 і 2.

Таблиця 1 – Основні міжплощинні відстані у зразках вугілля

| Вихідний зразок | | Зразок 1 | | Зразок 2 | | Зразок 3 | |
|-----------------|-----------|----------|-----------|----------|-----------|----------|-----------|
| d, нм | I, від.од | d, нм | I, від.од | d, нм | I, від.од | d, нм | I, від.од |
| 0,419 | 393 | 0,419 | 390 | 0,419 | 427 | 0,419 | 500 |
| 0,402 | 402 | 0,402 | 343 | 0,402 | 404 | 0,402 | 412 |
| 0,369 | 436 | 0,369 | 389 | 0,369 | 448 | 0,369 | 400 |
| 0,335 | 367 | 0,335 | 292 | 0,335 | 324 | 0,335 | 338 |
| 0,213 | 142 | 0,213 | 147 | 0,213 | 139 | 0,213 | 148 |
| 0,203 | 158 | 0,203 | 132 | 0,203 | 137 | 0,2036 | 138 |
| 0,180 | 122 | 0,180 | 116 | 0,180 | 116 | 0,1801 | 117 |
| 0,167 | 109 | 0,167 | 99 | 0,167 | 100 | 0,1675 | 104 |
| 0,154 | 97 | 0,154 | 79 | 0,154 | 84 | 0,1541 | 116 |
| 0,123 | 86 | 0,123 | 73 | 0,123 | 80 | 0,123 | 91 |
| 0,115 | 73 | 0,115 | 81 | – | – | 0,1154 | 94 |
| 0,111 | 88 | – | – | – | – | 0,1117 | 84 |

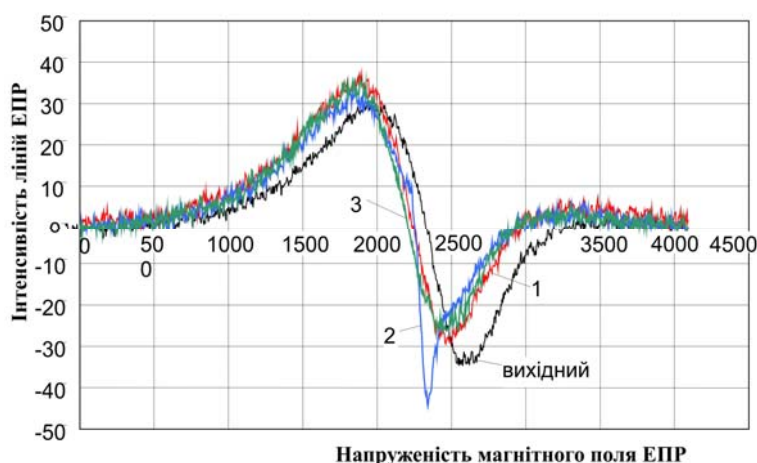


Рис. 1 – Залежність інтенсивності ліній ЕПР зразків вугілля від обробки у електричних полях різної напруженості

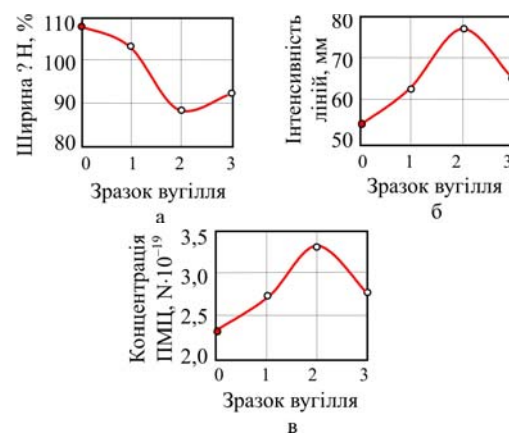


Рис. 2 – Залежності ширини ліній (а), інтенсивності ліній (б) та концентрації ПМЦ (в) від параметрів обробки вугілля: 0 – вихідний зразок; 1, 2, 3 – відповідно напруженість електричного поля на зразків складала 1. 10, 100 В

Півширина максимумів відбиває ступінь упорядкованості структури – "ступінь аморфності". Чіткі вузькі лінії на дифрактограмах зразків 1-3 указують на те, що у складі, в основному, аморфної речовини присутні кристалічні фази. Міжплощинні відстані та їх відносні інтенсивності також свідчать про збільшення кристалічної фази; прослідкувати тенденцію збільшення в залежності від обробок можна за даними табл. 1.

Ініціювання хімічних процесів у вугіллі (генерація газу, або збільшення кристалічної складової) потребує впливів зовнішніх фізичних полів, які були б спроможні вивести із стану рівноваги мікроструктуру вугільної речовини. Для кожної марки вугілля потрібні неоднакові параметри обробки електричними та магнітними полями у сполученні із тиском та температурою. Можна припустити, що для вугілля низької та високої стадій метаморфізму умови формування викидонебезпечності будуть обумовлені дією більших за значеннями (у порівнянні з вугіллям середньої стадії) напруженостей електричного поля.

Бібліографічний список

1. Черняк С.А., Соболев В.В. Фазовые превращения в каменном угле при воздействии магнитного поля / С.А. Черняк, В.В. Соболев // Науковий вісник НГУ. – 2006. – №1. – С. 44–46.

УДК 622.831

МОДЕЛЬ ЯВЛЕНИЯ ВЫДАВЛИВАНИЯ ПОРОД ИЗ ПОЧВЫ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ, ОСНОВАННАЯ НА ПРИНЦИПАХ МЕХАНИЧЕСКОЙ ПОТЕРИ УСТОЙЧИВОСТИ

Доц. Солодянкин А.В., доц. Гапеев С.Н., студ. Смоляк Ю.А., Национальный горный университет, г. Днепропетровск

Обобщение имеющихся в литературе данных о гипотезах и моделях пучения пород почвы протяженных горных выработок позволяет выделить следующие их группы: **1)** механическая потеря устойчивости приконтурного массива; **2)** продольное сжатие пород почвы силами бокового давления, возникающими от действия вышележащей толщи; **3)** разгрузка боковых пород от накопленных напряжений; **4)** эффект выдавливания мягких пород из-под штампа; **5)** вязкопластическое течение пород; **6)** набухание глинистых пород от действия воды; **7)** термодинамические явления в глинистых породах и **8)** другие, менее распространенные гипотезы.

Наибольшей универсальностью в описании природы явления обладают, на наш взгляд, гипотезы первых трех групп. Из них наиболее общей является первая, рассматривающая явление пучения как механическую потерю устойчивости приконтурного массива, которая может протекать как потеря устойчивости состояния (разрядка от напряжений и переход к новому состоянию равновесия) или формы контура (продольно-поперечный изгиб слоя в почве выработки).

При рассмотрении поведения упругих механических систем выделяют ряд случаев, отличающихся свойствами кривых равновесных состояний «Р-и» (где Р – параметр нагрузки, и – характерное перемещение системы). В случае упругих механических систем речь идет о потере устойчивости состояния.

Решение о потере устойчивости упругих систем сводится к отысканию значения критических нагрузок, при которых возможна бифуркация состояния равновесия. При этом применение «упругих» критериев к оценке устойчивости упругопластических систем может привести, как указывается в [1], к выводу о том, что любое упругопластическое состояние является неустойчивым, в силу присутствия необратимых деформаций в состоянии, устойчивость которого исследуется. Поэтому очевидно, что к исследованию потери устойчивости упругопластических систем должны применяться особые подходы и иные, нежели для упругих систем, критерии устойчивости.

Подход к исследованию потери устойчивости упругопластической системы как к потере устойчивости движения континуума сводится [1] к отысканию особых точек основного (невозмущенного) процесса деформирования – точек бифуркации, т.е. таких, в которых проявляется ветвление процесса, и так называемых точек псевдобифуркации, в которых ветвления процесса

еще не наблюдается, но присутствие которых в истории процесса обуславливает появление точек бифуркации.

При исследовании потери упругопластической устойчивости почвы представляется достойным внимания также исследование развития возмущенного процесса деформирования (после момента потери устойчивости), так как именно в этот период наблюдаются значительные перемещения на контуре выработки и возрастает их интенсивность, величины которых являются основным предметом при исследованиях процессов деформирования массива в окрестности выработки.

Исследования явления вспучивания пород почвы в горных выработках осуществляется в два этапа. На первом этапе выполняется решение задачи об упругопластическом распределении напряжений в окрестности одиночной выработки (исследуется невозмущенный процесс) и определяются размеры зоны неупругих деформаций. Полученные в ходе решения результаты проверяются на выполнение критерия, характеризующего возможность вспучивания почвы одиночной выработки, находящейся вне зоны влияния очистных работ в упругопластически деформирующемся массиве.

Реальная выработка состоит из совокупности сечений, каждое из которых отлично от других в силу случайной природы ряда факторов, таких как разброс физико-механических параметров массива вдоль выработки, различная форма контура в различных сечениях, непостоянство структуры массива и т.п., что требует, строго говоря, вероятностно-статистического подхода к рассмотрению геомеханической системы «выработка-породный массив». Именно такой подход используется в работах Л.Я. Парчевского, А.Н. Шашенко, Н.С. Сургая, Е.А. Сдвижковой, С.Б. Тулуба [3-5] для исследования устойчивости протяженной выработки. Ими была получена форма критерия вспучивания почвы, имеющая вид коэффициента устойчивости

$$K_y = \frac{r_L^*}{r_L} < 1 \quad (1)$$

Здесь r_L – фактический радиус зоны неупругих деформаций, приведенный к радиусу выработки, r_L^* – критический приведенный радиус зоны неупругих деформаций, при котором происходит пучение почвы.

На первом этапе решения устанавливается некоторая критическая глубина, применительно к которой компоненты напряжений принимают предельные для данных условий значения. При этом основное напряженно-деформированное состояние вмещающего породного массива соответствует критической глубине и геометрии исследуемой области.

Затем начинается численная процедура второго этапа – исследование возмущенного процесса, после потери устойчивости почвы. В ходе решения развитие возмущенного процесса моделируется тем, что на контуре почвы задаются новые граничные условия в перемещениях и форма почвы выработки представляется косинусоидой вида $y = 1 + d \cos x$, где d – константа. Максимальное значение дополнительного перемещения на контуре почвы задается по центру выработки на величину поднятия Δu_{pcd} , так называемого «закритического поднятия».

Значение величины Δu_{pcd} зависит от конкретных горно-геологических условий проведения выработки и принимается на основе реальных зависимостей $u = f(T)$, типичный вид которой приведен на рис. 1. На этом графике выделено три характерных временных интервала: T_1 – период реализации упругопластических перемещений, T_2 – период активного развития процесса вспучивания пород почвы, и T_3 – период пассивного развития процесса пучения.

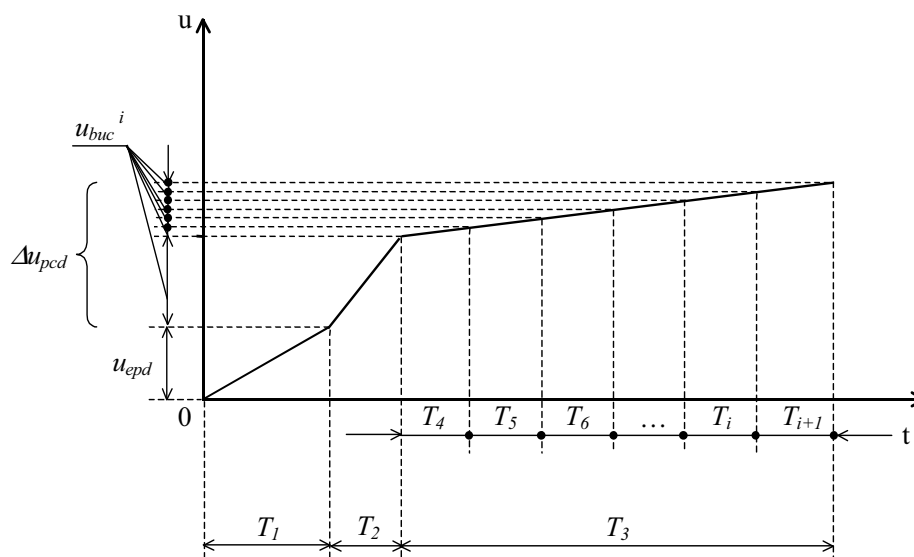


Рис. 1 – Механическая модель процесса пучения, принятая в ходе численных исследований: u_{epd} – прирост перемещений после этапа упругопластического решения; Δu_{pcd} – величина закритического поднятия контура почвы в ходе численного решения

Временной интервал T_3 разбит на участки T_i , длина каждого из которых принята равной величине T_2 . Каждому временному интервалу T_i соответствует своя величина закритических перемещений u_{buc}^i и своя картина напряженно-деформированного состояния в окрестности исследуемой выработки. Задавая в ходе численного эксперимента последовательно величины u_{buc}^i , по сути выполняется моделирование развития процесса пучения во времени.

Закритические перемещения u_{buc}^i образуют дополнительное напряженное состояние, которое накладывается на основное и суммируется на основе принципа суперпозиции в соответствии с идеей Ишлинского-Лейбензона. Правомерность такого подхода была показана в работе А.Н. Гузя [6].

Получаемые на каждом этапе численного решения размеры и конфигурация зоны неупругих деформаций в окрестности выработки, а также картины распределения напряжений, деформаций и перемещений являлись искомым решением задачи и подвергались дальнейшему анализу.

Закритические перемещения, так же, как и внешняя нагрузка на первом этапе решения, прикладываются пошагово и их величина возрастает от нуля до максимума с некоторым инкрементом, т.е. пучение пород почвы выработки, имеющее непрерывный временной характер, рассматривается здесь как дискретный квазистатический процесс.

Выводы. Предложена механическая модель процесса пучения пород почвы протяженной горной выработки, в которой это явление, имеющее непрерывный временной характер, рассматривается здесь как дискретный квазистатический процесс. Данная модель адаптирована для применения в алгоритме метода конечных элементов для решения геомеханических задач моделирования такого явления, как пучение пород, и позволяет исследовать характеристики области разрушенных пород (зоны неупругих деформаций), окружающей горную выработку, при развитии выдавливания пород из почвы выработки.

Библиографический список

1. Ключников В.Д. Устойчивость упругопластических систем / В.Д. Ключников / – М.: Наука, Гл. ред. физ.-мат. лит., 1980. – 240 с.

2. **Пановко Я.Г., Губанова И.И.** Устойчивость и колебания упругих систем: Современные концепции, парадоксы и ошибки / Я.Г. Пановко, И.И. Губанова / – М.: Наука: Гл. ред. физ.-мат. лит., 1987. – 352 с.

3. **Шашенко А.Н.** Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве: Дис. ... докт. техн. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.

4. **Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А.** Некоторые задачи статистической геомеханики / А.Н. Шашенко, С.Б. Тулуб, Е.А. Сдвижкова / – К.: Універ. вид-во «Пульсари», 2002. – 304 с.

5. **Шашенко А.Н., Сургай Н.С., Парчевский Л.Я.** Методы теории вероятностей в геомеханике / А.Н. Шашенко, Н.С. Сургай, Л.Я. Парчевский / – К., Техніка, 1994. – 216 с.

6. **Гузь А.Н.** Основы трехмерной теории устойчивости деформируемых тел / А.Н. Гузь / – К.: Вища школа, 1986. – 511 с.

УДК 624.191.8.042/.044:624.01

АНАЛІЗ РОЗРАХУНКОВИХ МЕТОДІВ ПРИ РОЗРОБЦІ КОНЦЕПЦІЇ КОМПЛЕКСНОГО АНАЛІЗУ

Д.т.н. Петренко В.Д., к.т.н. О.Л. Тютюкін, маг. Анненкова А.І., Дніпропетровський національний університет залізничного транспорту імені академіка В.Лазаряна, м. Дніпропетровськ, Україна

Розвиток розрахункових методів, які упроваджуються в теорію і практику проектування і розрахунку будівельних конструкцій підземних споруд дозволяє здійснювати розробку нових методик дослідження, які дають найповнішу і репрезентативну інформацію про поведінку частин системи «тунельна конструкція–оточуючий масив». Широке використання розрахункових комплексів, заснованих на числових методах, надало можливість створення геометрично складних моделей, умови закріплення і завантаження, а також їх створення з простих прототипів методами копіювання, дублювання і збірки.

В той же час, крім видимих переваг комплексів, існують і проблеми, які виражаються у тому, що в них використовуються застарілі моделі, розроблені для розрахунку конструкцій аналітичними методами. Таким чином, в нових підходах до дослідження конструкцій підземних споруд [1-3] застосовуються застарілі принципи створення моделей. Тому, поза сумнівом, при значному спрощенні конструкції які-небудь кількісні результати, адекватні реальним параметрам напружено-деформованого стану (НДС), отримати не можна. При застосуванні таких моделей (методи Метродіпротрансу, Давидова і Зурабова–Бугаєвої) в розрахунках часто спрощується вид взаємодії конструкції з навколишнім масивом. Це виражається в застосуванні моделі Фусса–Вінклера, в заміні взаємодії стрижньовими елементами з еквівалентною жорсткістю або епюрою пружної взаємодії (відпору), форма і розташування якої встановлюється за даними емпіричного досвіду. Таким чином, при створенні моделі підземної споруди, яка вирішується аналітичними методами, в неї вносяться спрощення, що віддаляють модель від реальної конструкції. Це обґрунтовується тим, що застосування даних методів базується на деякому математичному апараті, який вимагає таких дій для можливості проведення рішення.

Числові методи, зокрема метод скінченних елементів (МСЕ), будучи заснованими на принципах варіаційного числення і реалізованими на базі комп'ютерних програм, не вимагає введення в модель додаткових спрощень, необхідних для реалізації рішення.

Деякі автори, порівнюючи числові і аналітичні методи, відзначають, що останні дають можливість отримання рішень в замкнутому вигляді, тоді як першими реалізуються рішення конкретних задач, які надалі не можуть бути поширені на подібні задачі із зміненими параметрами [4]. Проте отримання замкнутого рішення аналітичним методом вимагає для його реалізації введення в модель умов розрахунку, безлічі спрощень і менш цінно для практичних розрахунків конструкцій підземних споруд, ніж отримання конкретного рішення МСЕ для певного

об'єкту, в ході якого враховано більшість особливостей конструкції, інженерно-геологічних умов і взаємодії в системі «тунельна конструкція–оточуючий масив».

Тут же слід зазначити, що крім розглянутої проблеми застосування застарілих принципів моделювання, існує і інша проблема, яка зв'язана із застосуванням числових методів, зокрема МСЕ. Проблема полягає у тому, що моделювання з використанням якого-небудь комплексу часто переростає в бездумну операцію з простими прототипами, тобто в створенні моделей не використовуються принципи фундаментальних наук. Таким чином, створення моделей перетворюється на формальний процес, результатом якого є отримання параметрів НДС конструкції, яка була відображена в моделі без належного ступеня відповідності дійсності.

По наданій проблемі можна визначити три аспекти, рішення яких дозволяє одержати найдетальнішу і адекватнішу реальній підземній споруді картину поведінки моделі, тобто дослідити дійсну конструкцію віртуально: 1) відображення реальної взаємодії між елементами загальної системи «тунельна конструкція–оточуючий масив» і їх властивостей в скінченно-елементній моделі; 2) детальний аналіз одержаних результатів; 3) урахування можливих станів системи і їх моделювання. Таким чином, урахування даних аспектів проблеми є ядром концепції комплексного аналізу підземних споруд.

Бібліографічний список

1. **Баклашов, И. В.** Механика подземных сооружений и конструкции крепей [Текст] / И. В. Баклашов, Б. А. Картозия. – М.: Недра, 1984. – 415 с.
2. **Демешко, Е. А.** Расчет колонной станции метрополитена как пространственной конструкции [Текст] / Е. А. Демешко, С. Б. Косицын, А. Е. Слемзин // Транспортное строительство. – 1992. – № 1. – С. 32-35.
3. **Фролов, Ю. С.** Метрополитены на линиях мелкого заложения. Новая концепция строительства [Текст] / Ю. С. Фролов, Ю. Е. Крук. – М.: ТИМР, 1994. – 202 с.
4. **Петренко, В. І.** Розрахунок трисклепінчастих станцій метрополітену глибокого закладення [Текст] / В. І. Петренко, В. Д. Петренко, О. Л. Тютькін. – Дніпропетровськ: Наука і освіта, 2004. – 176 с.

УДК 624.191.8

ЧИСЛОВЕ МОДЕЛЮВАННЯ СУМІСНОЇ РАБОТИ ОПРАВИ ТУНЕЛЮ ТА ГРУНТОВОГО МАСИВУ

К.т.н. Куприй В.П., студ. Лісневський М.А., Дніпропетровський національний університет залізничного транспорту імені академіка В.Лазаряна, м. Дніпропетровськ, Україна

Числове моделювання підземних споруд на проектній стадії дозволяє отримати прогноз поведінки споруди при його будівництві та експлуатації.

Для моделювання роботи тунельної оправи був використаний програмний комплекс ЛИРА 9.4, який дозволяє визначити напружений стан та деформації у будь-якій точці як оправи, так і оточуючого ґрунту від діючого навантаження. В роботі досліджувався вплив товщини оправи на її напружено-деформований стан (НДС). Теоретичною основою ПК ЛИРА є метод скінченних елементів (МСЕ), реалізований у формі переміщень. Вибір саме цього комплексу пояснюється необхідністю моделювання спільної роботи ґрунту і матеріалів оправи та матеріалів які заповнюють простір між оправою і ґрунтом.

Моделювання фізичної нелінійності ґрунтів виконується за допомогою скінченних елементів, що застосовують інформацію з розвиненої бібліотеки законів деформування матеріалів. Надана бібліотека дозволяє враховувати практично будь-які фізично-нелінійні властивості матеріалу, а кроковий процесор – одержати НДС з урахуванням нелінійних ефектів як для ґрунтів, так і для матеріалів, які заповнюють простір між оправою і ґрунтом.

Принцип МСЕ заснований на припущенні, що фактичне середовище представляє собою сукупність елементів, взаємопов'язаних між собою в вузлових точках. Кожен елемент є частиною середовища, яке замінюється. Виділений елемент має ті ж фізичні властивості, що і усе се-

редовище в місці розташування даного елемента.

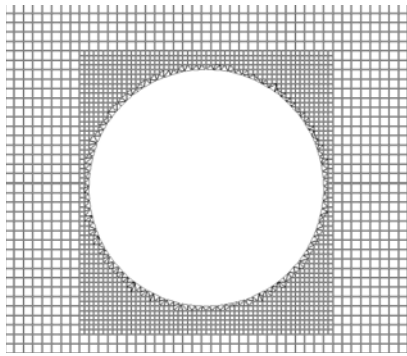


Рис.1 – CE-модель системи «оправа-масив»

Бібліотека фізично-нелінійних скінченні елементи (СЕ) містить елементи, що дозволяють проводити статичний аналіз конструкцій, які складаються з різнорідних скінченних елементів, з урахуванням фізичної нелінійності матеріалу. Для дослідження НДС оправи розроблено плоску скінченно-елементну модель на основі плоских елементів, як найбільш відповідних ситуації моделювання (рис. 1).

Всі СЕ узгоджені, тобто не мають нестиківаних вузлів, що надає найбільш сприятливих умов при роботі з матрицею жорсткості та в подальшому надає найбільш точні та адекватні результати. В моделі відтворені реальні геометричні параметри оправи та матеріалів, які заповнюють простір між оправою і ґрунтом.

В розглянутій моделі тунельна оправа має діаметр 5,1 м, товщину 15, 20 та 25 см і складається із блоків з перем'язкою швів, що дозволяє прийняти жорсткість оправи

постійною величиною.

Розглянутий приклад доводить що сучасні методи розрахунку дозволяють більш точно урахувати сумісну роботу оправи і оточуючій її ґрунтовий масив.

УДК 624.191.8

КЛАСИФІКАЦІЯ ДИНАМІЧНИХ ВПЛИВІВ ЯК ОСНОВА КОМПЛЕКСНОГО АНАЛІЗУ СТАНЦІЙНИХ КОНСТРУКЦІЙ

Д.т.н. Петренко В.Д., к.т.н. О.Л. Тют'кін, маг. Зігура А.С., Дніпропетровський національний університет залізничного транспорту імені академіка В.Лазаряна, м. Дніпропетровськ, Україна

Особливістю статичної роботи тунельних конструкцій є те, що їх НДС формується у взаємодії з навколишнім масивом. Але, у свою чергу, динамічна складова напружено-деформованого стану (НДС) такого роду конструкцій також велика, оскільки тунельні конструкції сприймають, окрім постійної дії навколишнього масиву, спектр динамічних навантажень. У цей спектр входять: 1) вплив рухомого автотранспортного навантаження (станції і перегінні тунелі мілкого закладення); 2) рухоме навантаження потягу (тунелі на залізницях) або метропроїзд (метрополітени); 3) особливі динамічні навантаження (випадки імпульсної дії у разі вибуху або удару, навантаження від віброповзучесті або віброусадки).

Слід зазначити, що складність поведінки тунельних конструкцій і оточуючого масиву при динамічних навантаженнях значно вище, ніж при статичних, оскільки підхід до рішення динамічних задач істотно відрізняється від статичного підходу внаслідок урахування інерційної складової формування НДС. Проблема рішення динамічних задач у разі тунельних конструкцій ускладнюється тим, що слід враховувати приєднані маси ґрунту, в той же час, враховуючи не тільки інерційну складову, але і взаємодію з елементами конструкції.

Деякі задачі і шляхи їх рішення у області статичних або слабо динамічних дій вже були одержані і систематизовані різними авторами, проте загальна систематизація і шляхи рішення динамічних задач у разі підземних споруд розроблені не були [1-3]. Основні поняття в цій області складно вважати вже теоретично розробленими, але розробка методик практичних розрахунків є актуальною.

Область динамічних дій для станцій метрополітену можна класифікувати:

1. Динамічна дія метропроїзду, яка є періодичною дією як на оправу станції, так і на основу. Наслідками даної динамічної дії є віброкомпресія (стиск основи під лотковою частиною станційної конструкції), віброповзучість (явище збільшення переміщень під лотком станційної конструкції при дії періодичного або пульсації навантаження) і посилення корозії бетону.

Динамічна дія метропроїзду, відповідно, виявляється у всіх видах станцій, незалежно від глибини закладення. Проте найбільш негативний вплив динамічної дії спостерігається у разі водонасичених глинистих (віброповзучість) і піщаних ґрунтів (віброкомпресія).

2. Динамічна дія наземного транспорту, яка найактивніше впливає на станційні конструкції мілкого закладення, найчастіше виявляється на станціях односклепінчастого і колонного типів мілкого закладення (глибина закладення не більш 20 метрів).

3. Ударна динамічна дія у разі падіння яких-небудь мас в межах станційної конструкції. Даний вид дії також активніше впливає на станційні конструкції мілкого закладення, проте деякі специфічні випадки ударної дії також можуть впливати і на глибокозакладені станції (глибина закладення більше 20 метрів).

4. Імпульсна динамічна дія. Даний вид дії мало вивчений у області розрахунків станційних конструкцій, проте є актуальним для вирішень їх поведінки на особливі дії [4].

5. Сейсмічна динамічна дія [5].

6. Динамічна дія тектонічних процесів земної кори. Даний вид дії якнайменше вивчений, оскільки складність у визначенні тектонічних сил, їх виникнення, формування і поведінки полягає не тільки в отриманні аналітичних залежностей, але і подальшому їх використанні в практичних розрахунках.

Аналізуючи кожен вид динамічної дії, слід також давати йому оцінку з позиції відображення в нормативних документах (СНіП і ДБН), оскільки урахування більшості динамічних дій тільки декларується в них без розробки будь-яких методик.

Бібліографічний список

1. **Бакиров, Р. О.** Динамический расчет и оптимальное проектирование подземных сооружений: Учеб. пособие для вузов [Текст] / Р. О. Бакиров, Ф. В. Лой. – М.: Стройиздат, 2002. – 464 с.
2. **Дашевский, М. А.** Распространение волн при колебании тоннелей метро [Текст] / М. А. Дашевский. // Строительная механика и расчет сооружений, 1974. – № 5. – С. 29-34.
3. **Ильичев, В. А.** К вопросу о расчете уровня вибрации в грунте от воздействия метропоездов в тоннелях мелкого заложения [Текст] / В. А. Ильичев, В. С. Поляков // Тр. НИИОСП, 1983. – Вып. 80. – С. 33-42.
4. **Петренко, В. Д.** Применение энергетического подхода для решения динамической задачи взрывного воздействия на строительные конструкции [Текст] / В. Д. Петренко, А. Л. Тютюкин. // Автомобільні дороги і дорожнє будівництво. – Київ: Вид-во НТУ, 2006. – Вип. 73. – С. 235-239.
5. **Петренко, В. Д.** Способ комплексной оценки физического состояния системы «крепление-массив» при сейсмических взаимодействиях [Текст] / В. Д. Петренко, А. П. Букань, А. Л. Тютюкин. // Геотехнічна механіка. – Дніпропетровськ: ІГТМ НАНУ ім. М.С. Полякова, 2003. – Вип. 42. – С. 204-208.

УДК 622.27

ГЕОМЕХАНІЧНІ ПАРАМЕТРИ РУДНИХ МАСИВІВ ПРИ ВІДКРИТО-ПІДЗЕМНІЙ РОЗРОБЦІ РОДОВИЩ

Д.т.н., проф. Андрєєв Б.М., асп. Сергєєва А.А., КТУ, м. Кривий Ріг

Комбінована відкрито-підземна розробка родовищ корисних копалин характеризується складністю геомеханічної обстановки, яка вимагає вирішувати непрості і вельми актуальні задачі по визначенню та оцінці напружено-деформованого стану масиву гірських порід. Напружений стан підпрацьованого масиву гірських порід залежить від багатьох факторів, у тому числі від розмірів та кількості гірничих виробок, їх взаємного розташування, динаміки відкритих гірничих робіт (ВГР) та робіт з будівництва і експлуатації підземного рудника.

Найбільш складною у вказаних умовах є задача управління геомеханічними процесами, оскільки напружено-деформований стан масиву гірських порід поблизу контурів кар'єрів є інте-

гральним результатом взаємодії природних полів напружень і напружень техногенного походження, обумовлених поєднанням на одному родовищі різних способів розробки. Вирішення цієї задачі продиктоване необхідністю забезпечення безпечних умов будівництва і експлуатації підземних рудників у зоні впливу ВГР при економічно вигідних показниках гірничих робіт.

Виконаний аналіз технічної літератури та проектної документації показує, що як правило, комбінована розробка рудних родовищ здійснюється без достатнього геомеханічного обґрунтування. Це приводить до невідповідності прийнятих проектних рішень геомеханічним умовам, що складаються на родовищах, і у ряді випадків є причиною виникнення аварійних ситуацій і збільшення собівартості сировини.

Оцінювання геомеханічних властивостей перспективних для підземних гірничих робіт ділянок залізорудних родовищ, що знаходяться нижче граничних контурів кар'єрів, виконано з позицій дії в підкар'єрному масиві єдиної геомеханічної системи гравітаційних і штучних силових полів, обумовлених впливом дна і бортів чаші кар'єру. Виходячи з цього, для елементарної площадки, розташованої у підкар'єрному масиві, шляхом суперпозиції напружень гравітаційного і штучного полів визначено нормальні і дотичні компоненти поля напружень. Це дозволило, задаючи координати вказаної елементарної площадки, а також кут її нахилу, одержати для будь-якої точки підкар'єрного масиву значення компонентів поля напружень.

Характер і ступінь впливу на рудний масив чаші кар'єру досліджувалися на базі створеної математичної моделі з використанням комп'ютерного моделювання. Рудному покладу додано властивості, характерні для родовищ залізистих кварцитів Кривбасу. Параметри чаші кар'єру обрано з урахуванням фактичного стану сучасних залізорудних кар'єрів України та їхніх граничних контурів. Вертикальна відстань від дна кар'єру до границі досліджуваної ділянки складала 300 м.

Моделювання дозволило встановити, що фактичні величини напружень поблизу дна кар'єра мають суттєві відхилення від початкових значень у недоторканому масиві. Коефіцієнт бічного розпору під впливом геометричних параметрів чаші кар'єру досягає значень $\lambda_{\phi} = 0,5 \dots 0,61$.

УДК 622.235:681.3

КОМП'ЮТЕРНА ПІДТРИМКА ПРОЕКТУВАННЯ БУРОВИБУХОВИХ РОБІТ ДЛЯ УМОВ ДОКУЧАЄВСЬКОГО ФЛЮСО-ДОЛОМІТНОГО КОМБІНАТУ

К.т.н., доц. Шкуматов О.М., студ. Звягинцев Д.В., ДонНТУ, м. Донецьк

Аналіз результатів використання на ДФДК системи K-MINE дозволив виявити наступні недоліки модуля K-BVR (модуль проектування буровибухових робіт) [1]: підтримує тільки технологію, яка використовується на більшості підприємств гірничо-видобувної промисловості України: буропідривна технологія пушіння, виїмка екскаватором та автомобільний транспорт; не враховує результати сучасних наукових досліджень провідних вчених ДонНТУ, НГУ, КТУ, ДГУ.

Таким чином, необхідно для кар'єрів виконати розробку системи для підтримки сучасних прогресивних та економічних технологій розкривних та видобувних робіт. Послідовність формування параметрів свердловинних зарядів у вигляді схеми ресурсів програми наведена на рис.1.

Із БД ВР користувач вибирає тип вибухової речовини та її характеристики. Із БД *miniv* зарядів - «заряд розпушування» чи «заряд на викид». Із БД *коєфіцієнтів* по каталогу порід користувач вибирає категорію міцності породи (f – по шкалі проф. Протодьяконова), на підставі якого програма завантажує відповідні коефіцієнти. Із БД *коєфіцієнтів по типу корисної копалини* – користувач задає тип, по якому функція розраховує основні параметри БВР. На підставі обраних вихідних даних формуються файли *tabl1.dat* і *tabl2.dat*, необхідні для виконання розрахунків. Результати розрахунку функція записує у файл *tabl3.dat*, які потім можна візуалізувати у вигляді схеми розташування свердловин.

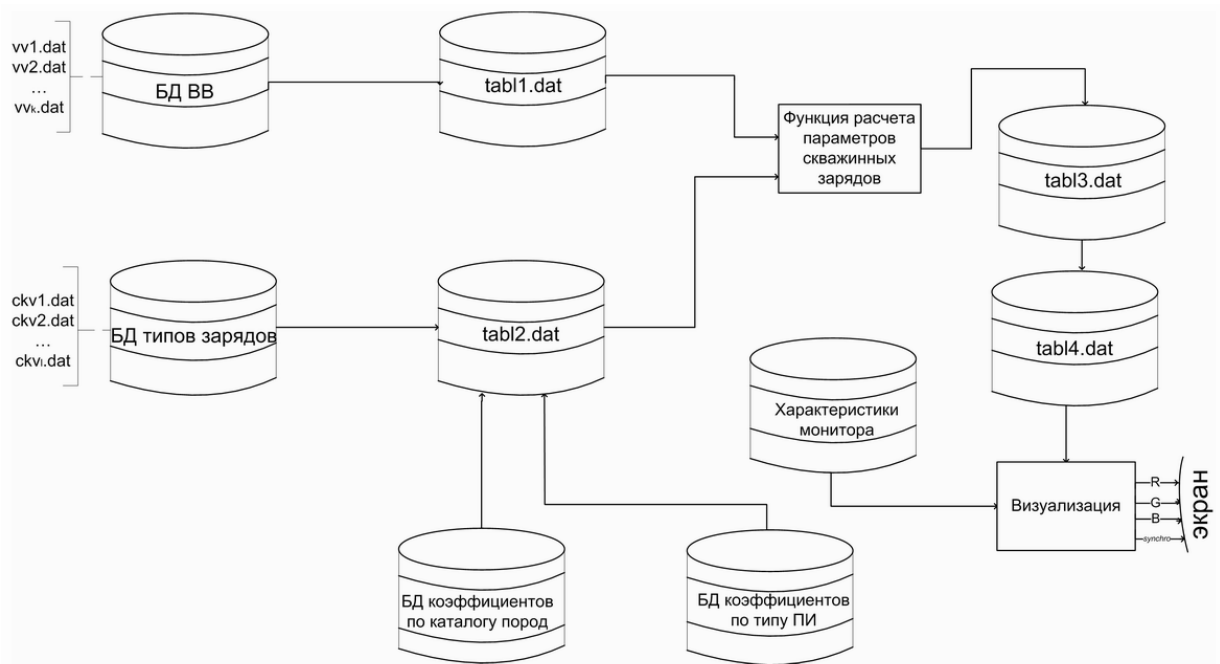


Рис.1. Схема потоков данных в системе

Бібліографічний список

1. Шкуматов А.Н. Автоматизация проектирования проведения подготовительных горных выработок

/ А.Н. Шкуматов, О.О. Гура // Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений : сб. научн.трудов. - Донецк:«Норд-пресс», 2008. -№ 14. - С.105-107.

УДК 622.258

ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ СТРОИТЕЛЬСТВА ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА ИЗ КАРЬЕРНОГО ПРОСТРАНСТВА

Асп. Андреев Н.Б., КТУ, г. Кривой Рог

Выработка технологических решений подземной добычи руды в условиях влияния открытых горных работ (ОГР) невозможна без определения характера и степени воздействия первичной отработки месторождений на подземные геотехнологические процессы последующих периодов. Так, в частности, рентабельная работа участка подземной добычи в составе карьера возможна при условии обеспечения показателей отработки, способных конкурировать с уровнем ОГР. Такие показатели должны обеспечиваться, прежде всего, за счет внедрения технологических решений, позволяющих снизить до минимума расходы на строительство и эксплуатацию подземного рудника.

Рассмотрим технологические решения по созданию участка подземных горных работ (ПГР) в борту карьера, отрабатывающего мощную протяженную крутопадающую рудную залежь. Годовая производительность такого участка не должна быть менее 500 тыс. т, что соответствует уровню производительности одного добычного рудного экскаваторного забоя на карьерах Кривбасса. Исходя из фактического состояния горных работ на современных рудных карьерах, подземную добычу целесообразно производить, начиная с участка первой стадии освоения ПГР. При протяженности участка 550 м, высоте этажа 80 м и мощности рудного тела 80 м промышленные запасы подземного рудника составят около 12 млн. т, что обеспечит его эксплуатацию в течение 24 лет.

Участок целесообразно отрабатывать системой разработки, предусматривающей при по-

грузке и транспортировании горной массы использование виброустановок в сочетании с автосамосвалами типа МТ5010 фирмы "Atlas Copco" или подобные им. Полезное ископаемое выдается на дневную поверхность по транспортной штольне. С перегрузочного склада на уступе карьера руда загружается карьерным экскаватором в думпкары. Далее транспортируется по технологической цепочке карьера.

Подготовка шахтного поля – ортовая с тупиковой трассировкой выработок. Орты-заезды имеют протяженность 60 м и оборудуются погрузочными пунктами. Движение груженого и порожнего автотранспорта по штольне организуется с использованием централизованной системы сигнализации и связи. С целью обеспечения эффективного проветривания очистных работ в условиях интенсивной эксплуатации самоходного транспортного оборудования предусмотрена система принудительной вентиляции. В нее входят горизонтальные и вертикальные вентиляционно-ходовые выработки. Проветривание горных работ осуществляется по всасывающей схеме. Свежий воздух подается через устье транспортно-погрузочной штольни и разжижает до допустимых санитарных норм выхлопные газы двигателей самоходных машин. Через комплекс вентиляционных выработок загрязненная струя выдается на поверхность.

Для транспортных выработок подземного рудника наиболее приемлема прямоугольно-сводчатая форма сечения с коробовым сводом. Площадь их сечения в свету при комбинированной крепи (набрызгбетон со штангами) и при условии работы указанных транспортных средств составляет 14,9 м². На закруглениях ширина выработок увеличивается на величину набега, которая зависит от радиуса поворота самоходных машин. При этом площадь их поперечного сечения возрастает до 20,9 м². При таких параметрах выработок, по условиям вентиляции в одно-временной работе может находиться 4 автосамосвала.

Ориентировочные затраты на сооружение пускового комплекса подземного рудника в борту глубокого железорудного карьера определены с учетом стоимости потребного оборудования и показателей, имеющих место при ведении горнокапитальных работ на шахтах Кривбасса. Суммарная стоимость горнопроходческих работ, необходимых для введения в эксплуатацию пускового комплекса и оборудования, требуемого на момент начала строительства участка ПГР составляет около 12 млн. грн. Общие капитальные затраты по пусковому комплексу с учетом стоимости дополнительного оборудования, необходимого на момент начала очистной выемки составляют около 20 млн. грн. Полученные данные сравнивались с расчетными значениями суммарных капитальных затрат, потребных на сооружение аналогичного по производительности подземного рудника, имеющего в своем составе традиционные комплексы поверхностных и подземных сооружений. Сопоставление результатов показало возможность снижения капитальных вложений в несколько раз при строительстве подземного рудника из карьерного пространства.

УДК 622.281.74

УПРАВЛЕНИЕ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В ПРИКОНТУРНОМ МАССИВЕ ПОРОД ДЛЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК В СЛОЖНЫХ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ

К.т.н. доц. Солодянкин А.В., аспирант Кравченко К.В., студент Сидельник А.В., НГУ, г. Днепропетровск

Обоснование способа обеспечения устойчивости выработок в сложных геомеханических условиях. Проблема обеспечения устойчивости выработок, расположенных на большой глубине, связана с тем, что за короткий промежуток времени после её проведения вокруг выработки формируется значительная зона разрушенных пород, сопровождающаяся большими смещениями контура выработки.

Предупредить разрушение пород применением различных видов крепей при высоких уровнях действующих в массиве напряжений невозможно. Более того, на этапе проведения выработки формирование вокруг нее зоны неупругих деформаций (ЗНД) – своеобразной демп-

ферной зоны снижающей влияние повышенного горного давления – является фактором положительным. При определенных размерах ЗНД обеспечивает статическое равновесие системы «выработка-крепь-приконтурный массив» при относительной стабилизации геомеханических процессов.

В большинстве случаев полной стабилизации деформационных процессов, не происходит, поскольку разрушенный массив обладает значительной восприимчивостью к различным внешним факторам. Дальнейшие деформации можно объяснить некоторым снижением прочности пород в результате воздействия окружающей средой (влажность, температура, длительные нагрузки, и т.д.). Одним из основных факторов влияния являются очистные работы. В этом случае, при достижении критических размеров зоны неупругих деформаций (критических смещений контура) система «выработка-крепь-приконтурный массив» теряет устойчивость, что проявляется в виде пучения почвы или вывалообразования.

Наиболее оптимальным временем проведения мероприятий по обеспечению устойчивости выработки является период относительной стабилизации процессов разрушения приконтурного массива и смещений пород. Эффективными мероприятиями в дополнении к основной несущей крепи, являются: установка анкерной крепи, тампонирование приконтурного массива и др.

В наиболее сложных геомеханических условиях (слабые или трещиноватые вмещающие породы), формирование ЗНД может проходить без относительной стабилизации деформационных процессов, что уже в начальный период может привести к потере упругопластической устойчивости массива.

Сохранить устойчивость выработки в этом случае можно с помощью мероприятий направленных на упрочнение приконтурного массива до начала формирования ЗНД, например, применением податливых анкеров, установленных сразу после обнажения массива в призабойной части выработки. Это позволит повысить прочность приконтурной части массива за счет их армирования, снизит смещения контура выработки и расслоение пород. После образования демпферной зоны и стабилизации деформационных процессов, проводят мероприятия, препятствующие дальнейшей потере прочности приконтурных пород и сохранению устойчивого состояния выработки.

Весьма важным является обеспечение плотного контакта крепи и породного массива. Как отмечено в [1], заполнение закрепного пространства при установке в штреке арочной крепи и применения анкеров для укрепления боковых пород способствуют уменьшению конвергенции на одну треть.

Конструкция анкеров и технология реализации способа. Учитывая то, что установка анкеров в рассматриваемых условиях должна выполняться еще до образования зоны трещиноватости, а их последующая совместная работа с приконтурными породами предусматривает формирование зоны трещиноватости при ограничении смещений, анкера должны быть податливыми и сохранять свою работоспособность в условиях значительных подвижек контура выработки.

Применение анкеров в угледобывающей промышленности, а также результаты многочисленных исследований показывают, что анкерная крепь может обеспечивать устойчивость выработок при больших деформациях приконтурного массива, если только анкера будут способны воспринимать столь значительные деформации.

В последние годы появилось множество конструкций податливых (скользящих) анкеров, имеющих достаточно высокую несущую способность и позволяющих породному контуру смещаться на 200-1000 мм.

Технология реализации предложенного способа состоит в следующем (рис. 1). При проведении выработки непосредственно в забое устанавливаются податливые анкера высокой несущей способности.

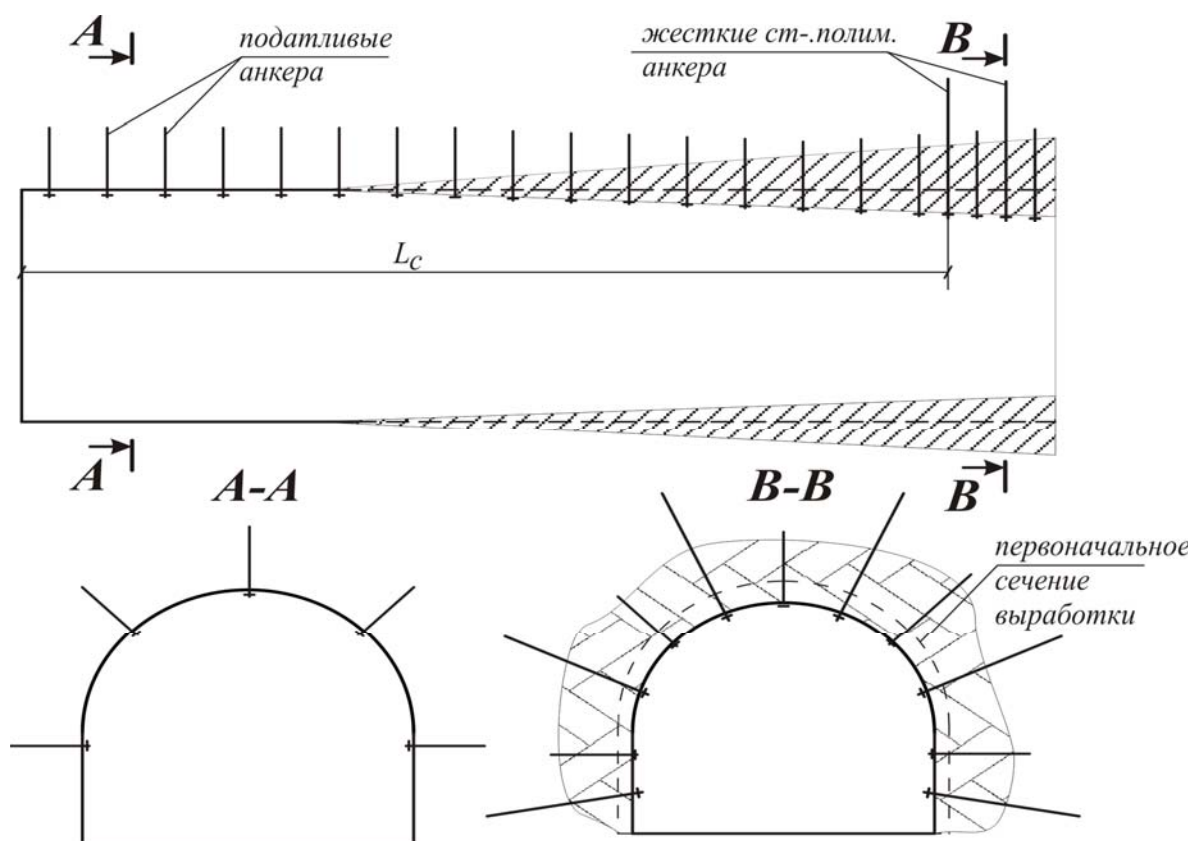


Рис. 1. Схема возведения крепи

На определенном расстоянии от забоя, после реализации части деформаций и образования демпферной зоны (L_c), но до критических смещений контура, устанавливаются жесткие сталеполимерные анкера.

В работе [2] сформулирована и решена задача об определении параметров анкерной крепи, обеспечивающих активное управление состоянием приконтурной части горного массива с учетом формирования вокруг нее зоны неупругих деформаций.

При постановке задачи отмечается, что в условиях больших глубин предотвратить разрушение с помощью анкеров не представляется возможным и поэтому при отходе забоя от места установки анкеров характер разрушения изменяется, что приводит к сохранению большей величины остаточной несущей способности нарушенных пород. Это позволяет снизить смещения контура выработки, в зависимости от горно-геологических условий, на 30-45 %.

Важными задачами для реализации данного способа являются параметры, как предварительной (податливой), так и основной анкерной крепи, а также время (расстояние от забоя) выполнения мероприятий по стабилизации деформационных процессов в окружающем выработку массиве.

Библиографический список

1. Гротовски У. Прогресс в управлении горным давлением // Глюкауф. – 1981. - № 17. – С. 35-38.
2. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. - Киев: Наукова думка, 1989. – 192 с.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ОБВОДНЕННЫХ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ ШАХТ

Ст. преп. Ю.И. Кобзарь, студ. В.В. Громов, АФГТ ВНУ им. В.Даля, г. Антрацит, Украина

Одним из условий эффективной работы шахты является обеспечение рабочего состояния выработок в течение всего срока их эксплуатации. Переход горных работ на шахтах Донбасса на большие глубины с возросшим горным давлением, длительным воздействием влаги ведет к изменению свойств горных пород, обрушению и созданию вокруг выработок больших зон разрушенных пород, повышенному смещению контура выработок. В итоге ремонта и восстановления требует 60% выработок от их общей протяженности.

Аналогичная ситуация произошла на ОП ш. «Комсомольская» ГП «Антрацит» в восточном разведочно-дренажном штреке гор. 880 м пл. h10. Штрек, пройденный буровзрывным способом со смешанной подрывкой, закреплен арочной крепью КМП-А3-13,8 с шагом установки рам крепи 1,0 м, железобетонной затяжкой боков кровли выработки. Штрек пересек ряд обводненных сбросов: Центральный №1, №2, №3, Ясеновский №2, №1. Первоначальные водопроявления в штреке было зафиксировано в виде капежа по верхней стороне выработки и притока воды в количестве 5,6 м³/ч по нижнему контакту угля и почвы, в дальнейшем приток воды возрастал до 22 м³/ч, а затем до 32 м³/ч в забое. Вода безнапорная, источник питания сброса – горизонт выработки бывшей ш. №4 «Нагольчанская». В настоящее время выработка, обслуживающая горные работы на восточном крыле пласта h10 находится в аварийном состоянии: отдельные участки выработки полностью засыпаны горной массой или подтоплены, произошла деформация арочной крепи, сечение выработки уменьшилась до 8 м³. Для приведения штрека в безопасное состояние необходимо 170 комплектов арочной крепи.

Научно-исследовательские работы и опыт шахт показывают, что даже на больших глубинах в сложных горно-геологических условиях возможно обеспечить их безремонтное содержание. В настоящее время получены новые данные о проявлениях горного давления и сдвиге пород, известен и внедрен опыт средств поддержания выработок.

Подземные подготовительные выработки поддерживаются в сложных горно-геологических и горнотехнических условиях, вмещающие их породы находятся в запредельном состоянии на расстоянии от контура 1,5-5 м и более.

Сохранение устойчивости путем использования естественной прочности и несущей способности вмещающих пород в рамках системы является одним из наиболее экономичных, технологически простых и доступных направлений. Однако резервы используются недостаточно, что приводит к удорожанию технологий поддержания выработок [1].

Согласно традиционным представлениям для уменьшения размеров зоны запредельных деформаций вокруг выработки необходимо максимально увеличить отпор, создаваемый крепью в начальный период после ее установки. Это приводит к минимизации смещений, максимально возможному сохранению естественной прочности вмещающих пород и к улучшению устойчивости выработок. Установлено, что непосредственно упругие деформации вызывают незначительные смещения контура породного обнажения и выработка может эксплуатироваться без несущей крепи. При образовании зоны неупругих (запредельных) деформаций равновесие системы "крепь—массив" наступает со временем при определенных смещениях контура выработки и отпорах крепи: чем больше конструктивная податливость крепи, тем меньший отпор от нее требуется. Временной характер деформационных процессов объясняется проявлением реологических свойств пород: ползучестью, снижением прочности и др.

Таким образом, увеличивая отпор, можно добиться более раннего во времени наступления работы системы. При этом размеры зоны неупругих деформаций будут меньшими по сравнению со случаем, когда применяется крепь с меньшим отпором и большей податливостью. Учитывая необходимость создания максимального отпора крепи в начальный период ее эксплуатации и минимизацию значения отпора во времени, были разработаны замковые соединения специальной усиленной конструкции - ЗПКм и ЗШ.000 [2].

Несущая способность рамной арочной крепи с новыми замковыми соединениями возрастает в 1,5—2 раза по сравнению с типовыми, что подтверждается замерами, выполненными на стенде ДонУГИ. Податливость крепи с замковыми соединениями ЗПКм до 300 мм, что расширяет область применения типовых арочных крепей АП-3, АП-5 и КШПУ.

Применение замков нового типа имеет следующие преимущества: практически во всех выработках за счет увеличения отпора крепи появилась возможность уменьшить плотность ее установки (увеличить шаг); прямой эффект от экономии арок металлической крепи составляет от 300 до 1000 грн. на 1 м. Использование новых замков усиленной конструкции на шахте "Красноармейская-Западная" № 1 в южном полевом откаточном штреке горизонта 593 м позволило увеличить шаг крепи с 0,5 до 0,8 м.

Применения замковых соединений (ЗПКм и ЗШ.000) усиленной конструкции позволяет увеличить шаг установки крепи в 1,3-1,8 раза дополнительно уменьшается смещение контура выработок в 1,5-3 раза.

Таким образом, учитывая взаимосвязь отдельных элементов геомеханической системы «крепь-массив», предложены и успешно внедрены замковые соединения усиленной конструкции ЗПКм и ЗШ.000 для металлической арочной крепи. Их применение позволяет улучшить состояние выработок, сократить металлоемкость крепления за счет уменьшения плотности установки рам, увеличить темпы ведения горных работ, что способствует повышению технико-экономических показателей предприятий.

Для обеспечения устойчивости обводненных подготовительных выработок глубоких шахт в зоне нарушений необходимо для конкретных условий применения использовать рациональную комбинацию новых или существующих способов охраны и средств поддержания выработок. Теоретически обоснована и экспериментально подтверждена возможность обеспечения устойчивого состояния выемочных выработок глубоких шахт за счет перераспределения повышенной нагрузки между перегруженными и недогруженными комплектами крепи по длине выработки продольно-балочной крепью усиления (ПБКУ) как при установке, так и без применения анкерной усиливающей крепи.

На шахтах производственного объединения «Донецкая угольная энергетическая компания» («Южнодонецкая №3», им. К.Т.Абакумова, им. М.И. Калинина и им. А.А. Скочинского) была проведена опытно-промышленная проверка эффективности нового способа продольно-жесткого усиления арочной крепи выемочных выработок в зоне влияния очистных работ, которая подтвердила достаточно высокую его эффективность [3].

На шахте «Южнодонецкая №3» в условиях вентходка 4-й восточной лавы пласта с11 качестве усиливающей крепи использовалась жесткая двойная продольная балка из двутавра №14 в сочетании криволинейны сегментом и двумя радиальными сталеполимерными анкерами (рис. 1).

Две продольные балки длиной по 4,5 м из двутавра №14 (рис. 1) с сегментом жесткости расположенным между балкой и верхняком, подвешивались к нему на 2-х специальных крючьях с планками и гайками с нахлестом 0,5 м.

Для повышения эффективности продольно-балочного усиления дополнительно устанавливались два сталеполимерных анкера длиной 2,5 м, которые соединялись с верхняком и балкой отрезком конвейерной цепи.

Опыт применения продольно-балочной крепи усиления, в качестве которой применялся специальный взаимозаменяемый профиль СВП-27, на шахтах им. Е.Т. Абакумова, им. М.И. Калинина и им. А.А. Скочинского подтвердил эффективность использования данной крепи усиления в подготовительных выработках глубоких шахт.

С геомеханической точки зрения подобный эффект можно объяснить изменением механизма взаимодействия породных отдельностей приконтурной части непосредственной кровли с основной крепью выработки при наличии жестко-каркасной связи ее комплектов.

Применение жесткой связи комплектов крепи изменяет характер ее взаимодействия с породами зоны неупругих деформаций вокруг выработки, которая идентифицируется как дискретная распорная среда. Физическая модель этого взаимодействия заключается в перераспре-

делении поддерживающего ресурса недогруженных комплектов крепи за счет съема жесткой балкой повышенных нагрузок с перегруженных комплектов и равномерной передачи их на недогруженные комплекты крепи.

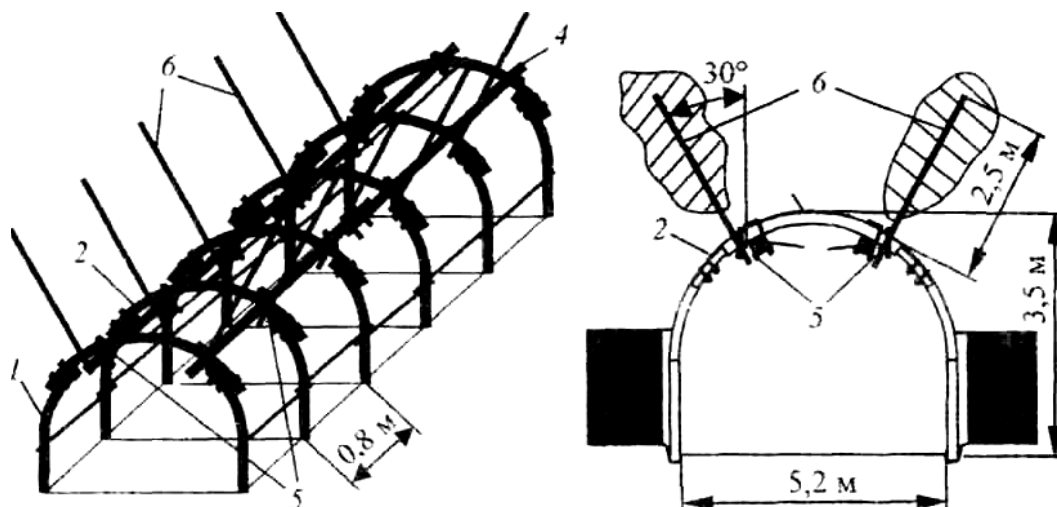


Рис. 1 – Конструкция двойной продольно-балочной усиливающей крепи: 1 - ножка крепи, 2 - верхняк; 3 - криволинейный сегмент из отрезка верхняка (СВП-27) 4 - продольная балка из двутавра №14; 5 - элементы крепления балки к верхняку крепи

В отличие от обычной продольно-жесткая усиливающая крепь не допускает значительных смещений отдельных элементов, поддерживая просевшие арки за счет жесткого продольного стержня. Поэтому при достижении критических нагрузок в этих элементах происходят лишь минимальные смещения, равные изгибным деформациям продольного стержня.

Для обеспечения устойчивости обводненных подготовительных выработок глубоких шахт в зоне влияния нарушений следует признать рациональным использование для этой цели комбинированного способа охраны выработки с 2-мя сталеполимерными анкерами, установленными в проходческом забое в сочетании с двумя продольными балками из СВП-27.

Достаточная плотность установки анкеров находится в пределах 0,8...1,2 анк/м², а рациональная длина – 2,2...2,5 м.

Это обеспечит консолидацию комплектов арочной крепи по длине выработки на различных участках влияния очистных работ.

Библиографический список

1. **Зборщик М.П.** Малозатратное обеспечение устойчивости подготавливающих выработок угольных шахт // *Материалы международного научно-практического симпозиума «Современные проблемы шахтного и подземного строительства»*. – Донецк: Норд-Пресс. – 2006. – Вып.7. – С. 12-15.

2. **Халимендик Ю.М., Александров С.Н.** Замковые соединения усиленной конструкции для повышения устойчивости горных выработок // *Уголь Украины*. – 2007. – № 2. – С. 16-19

3. **Соловьев Г.И., Гребенкин С.С., Рябичев В.Д.** О новой концепции обеспечения устойчивости подготовительных выработок глубоких шахт // *Фізико-технічні проблеми гірничого виробництва*. Вип. 10. Фізичні основи управління станом вуглепородного гірничого масиву / Під загальною редакцією А.Д. Алексеєва. – Донецьк: Інститут фізики гірничих процесів НАН України, 2006. – С. 142-147

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗАИМОДЕЙСТВИЯ АНКЕРНОЙ СТЯЖНОЙ КРЕПИ С ПОРОДНЫМ МАССИВОМ

Д.т.н. Борщевский С.В., студ. Елхов С.А., ДонНТУ, г. Донецк, Украина, инж. Усаченко В.Б., ИГТМ им. Н.С. Полякова НАН Украины, г.Днепропетровск, Украина, к.т.н. Плешко М.С., ШИ ЮРГТУ, г.Шахты, Россия

Поиск и разработка эффективных направлений сокращения продолжительности строительства вертикальных стволов, снижения расходов материально-технических ресурсов является актуальной научно-технической проблемой, имеющей особо важное народно-хозяйственное значение в связи с острой необходимостью реконструкции и развития угольной промышленности Украины. Наиболее перспективным направлением является разработка поточных технологических схем проходки, но для этого необходимы исследования взаимодействия системы «анкер – крепь – породный массив».

Рассмотрено взаимодействие анкерной крепи с породным массивом [1], проявляющим свойства ползучести, в призабойной зоне ствола и составлен алгоритм расчета.

На основании рассмотренного алгоритма выполнено исследование взаимодействия анкерной крепи с породным массивом в призабойной зоне при следующих исходных условиях: породный массив представлен аргиллитами: $E=1 \cdot 5 \cdot 10^3$ МПа; $\nu=0,36$, $\alpha=0,71$; $\delta=0,008 \text{ с}^{-0,29}$. Глубина ствола $H=500 - 1000$ м; $\gamma=0,02$ МН/м³; $r_0=3,25 - 4,75$ м. Продолжительность проходческого цикла $T_{\text{ц}}=24, 30, 36, 42$ ч, шаг заходки $l_z=4,0$ м, отставание постоянной крепи от забоя – 25 м. Параметры анкерной крепи: $l=2,0$ м; $A_a=2,01; 2,54; 3,14; 3,8; 4,52$ см²; $E_a=2,1 \cdot 10^5$ МПа; $a_{ij}=1,0$ м; $r_s=5$ см; $l_z=50$ см.

В результате выполнения расчетов определялась величина натяжения анкеров от момента установки до начала возведения постоянной крепи. Таким образом, рассматривались 7 проходческих заходок и период времени 7 - 12,25 сут, в зависимости от продолжительности цикла.

На рис. 1 приведена динамика увеличения натяжения анкеров от первой до седьмой заходки крепи в момент времени окончания 30-часового проходческого цикла. Варьируемые параметры составили: $E=5 \cdot 10^3$ МПа; $H=800$ м; $r_0=3,25$ м; $A_a=4,52$ см².

В качестве примера, на рис.2 представлена зависимость величины натяжения анкеров после выполнения 7 проходческих циклов с момента установки рассматриваемого анкера от глубины участка.

Анализ же полученных в результате расчета зависимостей показал, что основными влияющими параметрами, определяющими величину полного натяжения анкера, являются глубина ствола, модуль деформации пород и площадь поперечного сечения анкера.

В целом количественный анализ полученных данных показывает, что в большом

диапазоне рассмотренных условий величина натяжения превышает максимальную расчетную нагрузку на принятый тип анкера [2]:

$$P_{\max} = S_{cm} \cdot R_p \cdot m_y, \quad (1)$$

где S_{cm} – площадь стержня, м²;

R_p – расчетное сопротивление материала стержня растяжению, для арматурной стали класса А-I, $R_p=210$ МПа; для класса А-II – $R_p=270$ МПа, А-III – $R_p=340$ МПа;

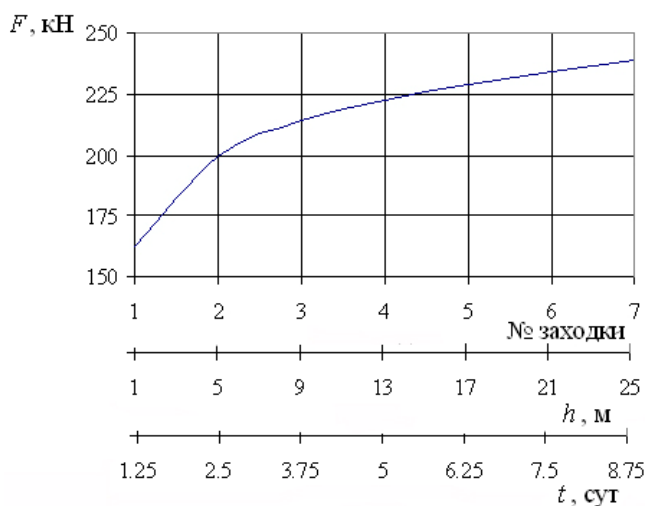


Рис. 1. - Динамика увеличения натяжения анкера по мере подвигания забоя

m_y – коэффициент условий работы, в сухих скважинах $m_y=0,9$; во влажных $m_y=0,7 - 0,8$.

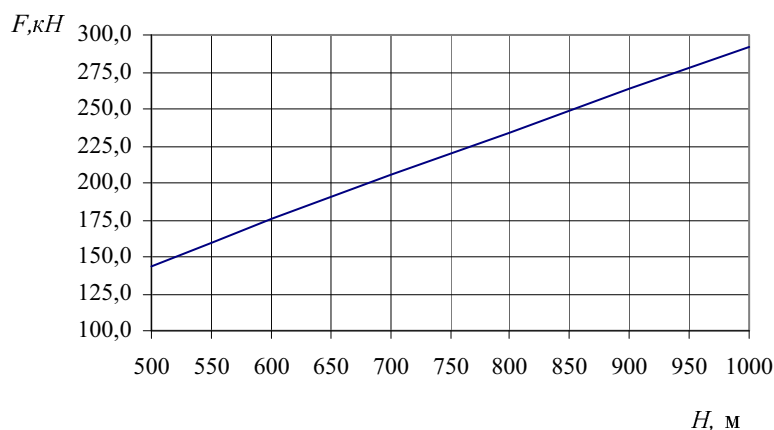


Рис. 2. - Зависимость полного натяжения анкера от глубины участка ($E=5 \cdot 10^3$ МПа; $r_0=3,25$ м; $A_a=4,52$ см²; $t_{ij}=24$ ч).

Расчет натяжения анкеров производился с учетом вступления в работу анкеров после исчерпания податливости.

Снижение величины натяжения при применении податливых анкеров составит $F_{отн}=F_{a,p}/F_a$, где $F_{a,p}$ – величина натяжения податливого анкера, F_a – величина натяжения жесткого анкера в аналогичных условиях.

В то же время необходимо отметить, что в общем случае снижение натяжения анкера уменьшает величину упрочнения армированного массива, поэтому использование податливых конструкций анкеров должно обеспечить величину параметра F_a , близкую к максимальной несущей способности.

Так автором была определена максимальная область применения жестких анкеров в трех типах пород (табл. 1), для анкерной крепи с наиболее часто применяемыми на практике параметрами: $l=1,8 - 2,2$ м; $A_a=3,14$ см² (диаметр стержня 20 мм); $l_z=100$ см, тип используемой арматурной стали – АII, АIII. Диаметр ствола в свету составил 6,5 м

Таблица 1 Реологические характеристики пород

| № п/п | Наименование пород | Коэффициент Пуассона | α | $\delta, c^{\alpha-1}$ |
|-------|--------------------|----------------------|----------|------------------------|
| 1 | Аргиллиты | 0,36 | 0,710 | 0,008 |
| 2 | Алевриты | 0,34 | 0,726 | 0,0094 |
| 3 | Песчаники | 0,31 | 0,670 | 0,0021 |

Окончательное определение необходимой податливости анкеров в породах, склонных к ползучести, должно производиться по результатам натурных измерений значений радиальных перемещений в забое ствола, предварительный подбор возможен по рассмотренному выше алгоритму.

Библиографический список

1. **Н.С. Булычев.** Механика подземных сооружений. Учеб. для вузов. – М.: Недра, 1994.-382 с.
2. **Руководство** по проектированию подземных горных выработок и расчету крепи /ВНИМИ, ВНИИОМШС Минуглепрома СССР. – М.: Стройиздат. – 1983. – 272 с.

К ОБОСНОВАНИЮ СПОСОБА УСТОЙЧИВОСТИ КАПИТАЛЬНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК В УСЛОВИЯХ БОЛЬШИХ СМЕЩЕНИЙ ПОРОДНОГО КОНТУРА

К.т.н., доц. Солодянкин А.В., асп. Халимендик А.В., студ. Кравченко М.А., НГУ, г.Днепропетровск, Украина

Капитальные горные выработки являются основными транспортными и вентиляционными магистралями шахт, обеспечивающими их бесперебойную работу. В настоящее время для крепления капитальных выработок глубоких шахт применяют свыше пятидесяти различных конструкций крепи (монолитный бетон, железобетон, металлобетон и металлические крепи из спецпрофиля). Однако, с увеличением глубины разработки резко ухудшаются геомеханические условия, провоцирующие рост аварийности. По отчетам Министерства угольной промышленности Украины за 2006-2008 г.г. около 10 % капитальных выработок находятся в аварийном состоянии. В связи с этим, безремонтное поддержание капитальных выработок является актуальной задачей, требующей детальной проработки, что в итоге повысит финансовую устойчивость шахтного комплекса в целом.

Анализ опыта применения различных типов крепи позволяет сделать следующие выводы:

- в сложных горно-геологических условиях традиционные монолитные бетонные крепи малоэффективны – бетон, упрочняясь образует практически жесткую конструкцию в период интенсивных смещений контура выработки. Из-за невозможности противодействовать смещениям монолитная бетонная крепь разрушается о чем свидетельствует тот факт, что около 40 % выработок закрепленных в сложных условиях данной крепью в значительной мере деформированы.

Существенно лучше ведет себя жесткая крепь, установленная с отставанием от забоя, когда реализовалась часть пластических деформаций приконтурного массива. При этом, чем с большим отставанием возводилась крепь, тем меньше она деформировалась при дальнейшей эксплуатации (рис. 1).

- использование металлической крепи также не соответствует предъявляемым требованиям: малая механизация процесса возведения крепи; в сложных горно-геологических условиях металлическая арочная крепь не создает контактного подпора по всему периметру породного обнажения, исчерпывает свои возможности, как несущая конструкция; оказывает большое аэродинамическое сопротивление; имеет относительно небольшой срок службы. Кроме того, для обеспечения устойчивости выработки в сложных условиях зачастую требуется увеличение плотности установки рам, что вызывает значительное увеличение стоимости выработки за счет значительной металлоемкости [1].

- сборная бетонная и ж/б крепь при всех своих преимуществах, не может обеспечить сохранность выработки в сложных условиях из-за невозможности работы при больших смещениях породного контура; имея хорошую деформируемость за счет шарниров, крепь требует осуществление весьма качественной забутовки закрепного пространства, а из-за технологических особенностей это трудно обеспечить; рекомендуемый для сборных крепей тампонаж, по существу является дополнительной бетонной оболочкой, для которой сама крепь служит опалубкой, и ее преимущества как деформативной, приспособляющейся к неравномерностям горного

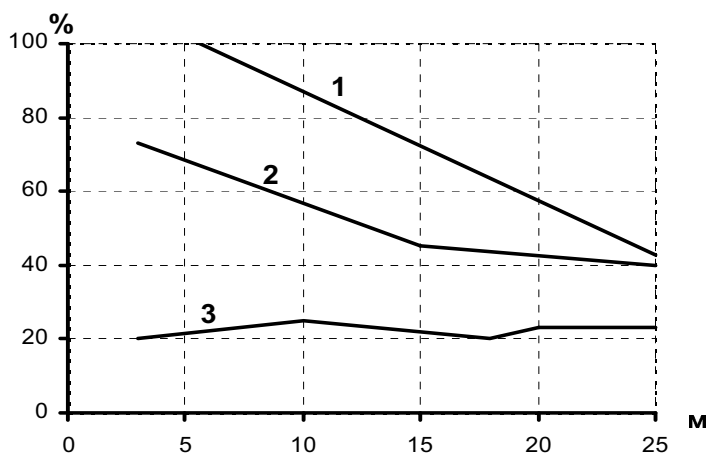


Рис. 1. Зависимость количества деформированной крепи от расстояния установки ее от забоя: 1 – металлические кольца в бетоне; 2 – металлические арки в бетоне; 3 – податливая крепь

давления конструкции почти исчезает, в следствии чего стоимость значительно повышается; для каждого сечения выработки необходим свой типоразмер сборного элемента, что усложняет технологию изготовления и механизацию возведения сборной крепи [1].

- анкерная крепь на данном этапе ее развития для крепления капитальных горных выработок в сложных условиях и длительным сроком службы может применяться только в комбинации, уменьшая смещения породного контура; такая крепь, как элемент конструкции, позволяет удешевить и облегчить конструкцию основной крепи, повысить ее надежность; в условиях применения двухслойной крепи может выступать как временная крепь для повышения устойчивости обнажений до возведения несущей оболочки, кроме того, возможно уменьшение толщины податливого слоя при использовании анкерования контура выработки.

Поскольку существующие виды крепи не отвечают требованиям применительно к сложным горно-геологическим условиям шахтах Украины, в частности шахт Донецкого бассейна, остаётся актуальным вопрос о разработке эффективных конструкций крепи капитальных выработок.

Одним из решений данного вопроса может стать жесткая монолитная крепь с податливым слоем для условий ожидаемых больших смещений породного контура. Идея использования двухслойной податливой крепи известна и описана в работах [1, 2]. Однако данные разработки не нашли широкого применения на шахтах из-за сложной технологии возведения, которая ограничивает область ее применения пластичными и монолитными породами. При проведении выработки в сильно нарушенных, обводненных породах, склонным к интенсивным вывалам данные крепи неприменимы. Материалы податливого слоя обладают некоторой токсичностью; значительным сроком набора прочности, что лишает возможности его применения как временной крепи; при возведении податливого слоя существует необходимость повышенного обмена воздуха в выработке на время равное до часа. Кроме того, возведение крепи требует технологической увязки процессов создания двух разнородных оболочек с проходческими работами. Следует отметить, что выполнение этих операций проводится в призабойной части выработки в период активной стадии проявления горного давления [1].

Не смотря на некоторые недостатки, при правильном подходе к вопросу применение двухслойной податливой монолитной крепи более чем оправдано. В первую очередь обеспечивается полная механизация возведения крепи; применение бетона, как одного из конструктивов, значительно удешевляет весь комплекс проведения выработок, улучшаются аэродинамические показатели, обеспечивается изоляция приконтурного массива пород от влияния рудничной атмосферы и влажности и.т.д.

Важным вопросом в решении этой научно-технической задачи является обоснование оптимальных значений прочности и толщины податливого слоя крепи. В рассмотренных работах данные параметры детальному анализу не подвергались ввиду сложности и трудоемкости стендовых и шахтных исследований.

Строгий расчет крепи с учетом отпора пород, осложненный непостоянством нагрузки, также весьма трудоемок.

Для практических расчетов такой сложной конструкции, как двухслойная крепь, может быть применен численный метод, основанный на разработанной численной модели крепи, расположенной в породном массиве, НДС которого определяется параметрами крепи. Варьированием прочностных характеристик крепи, прочностью и толщиной податливого слоя, а также временем установки двухслойной крепи, могут быть определены оптимальные параметры для конкретных горно-геологических условий.

Библиографический список

1. **Заславский Ю.З.** Новые виды крепи горных выработок: производственное (практическое) издание / Ю.З. Заславский, Е.Б. Дружко – М.: Недра, 1989. – 256 с.: с. 32-85.
2. Бетонная крепь, технология и механизация ее возведения / **Ю.З. Заславский, В.П. Киндур, Е.А. Лопухин** и др. – Донецк: Донбасс, 1973. – 184 с.
3. **Временная инструкция** по применению двухслойной монолитной крепи конструкции ДонУГИ / ДонУГИ, Донецк, 1974.

НОВЫЕ КОНСТРУКТИВНЫЕ РЕШЕНИЯ В СТРОИТЕЛЬНЫХ ОПАЛУБОЧНЫХ СИСТЕМАХ

Доц. Терещук Р.Н., студ. Филиппов И.В., НГУ, г. Днепропетровск

Опалубочные работы занимают второе место по трудоемкости – до 35...40%, а их стоимость доходит до 25% от общей стоимости строительного проекта [1]. До последнего времени в монолитном строительстве применялась опалубка, изготавливаемая в основном на строительной площадке с большими затратами ручного труда. В среднем трудозатраты на изготовление и монтаж 1 кв. м опалубки составляют 1,7...1,9 чел./ч, а оборачиваемость не превышает 7...10 оборотов [2]. Основные причины высокой трудоемкости опалубочных работ заключаются в низком техническом уровне их реализации, отсутствии необходимого количества надежной многооборотной инвентарной опалубки, недостаточном качестве отдельных ее элементов [3].

Опалубка во многом определяет скорость, стоимость возведения монолитных конструкций, качество построенного объекта непосредственно зависит от того типа опалубки, который использовался при его строительстве.

Качество опалубки главным образом определяется качеством применяемых для ее изготовления материалов. Одним из важных показателей для материала опалубки является величина сцепления бетона с опалубкой (а точнее – с тем материалом, из которого сделана ее рабочая поверхность): большое сцепление затрудняет работы по распалубке, ухудшает качество бетонных поверхностей и приводит к преждевременному износу опалубочных щитов. Например, значение K_c (коэффициента сцепляемости) для дерева — 0,35, стали — 0,40, резины и полимеров 0,08-0,12 [4].

В общем случае опалубочная система должна удовлетворять следующим основным требованиям:

1. Быть жесткой, прочной и неизменяемой по форме.
2. Обязательно должна соответствовать требованиям по долговечности и надежности.
3. Сторона опалубки, примыкающая к бетону, должна быть гладкой, стыки элементов опалубки не должны при бетонировании пропускать цементного молока.

В целях наилучшего использования положительных качеств различных материалов (жесткость, изнашиваемость, прочность, стойкость к влаге) предлагается применять комбинированную опалубку из современных высокотехнологичных, и в то же время экономически целесообразных материалов

Для того, чтобы конструкция опалубки была жесткой и мало подверженной деформациям, каркас опалубочного щита предлагается сделать из стали марки Ст.0. (наиболее используемая марка стали для конструктивных элементов конструкций). Если же необходима более легкая система, например при высотных работах, где каждый килограмм подъема имеет значение, можно использовать сплав алюминия с кремнием, благодаря которому вес щита будет втрое легче аналогичного из стали (но этот каркас более склонен к деформациям, чем такой же из стали), поэтому при выборе материала необходимо отталкиваться от будущих проектных нагрузок. За основу металлического каркаса предлагается лист металла толщиной 3-5 мм, для ребер жесткости достаточная толщина 5-7 мм, а для контурных ребер вдвое больше толщины листа 6-10мм, ширина ребер 80-100мм (рис. 1).

1. Щиты предлагаются размером 300х600 мм, что является новым, более оптимальным техническим решением. Соединяя щиты опалубочным ключом, можно легко регулировать размеры опалубочных систем и получать опалубку необходимых геометрических параметров, что делает данную систему более оптимальной в использовании.

2. На металлический каркас рекомендуется с помощью строительного клея крепить бамбуковую фанеру толщиной 10-20 мм, изготавливаемую из бамбуковой щепы методом прессования с взаимно перпендикулярным расположением волокон, торцы которой от механических повреждений позволяет защитить металлическая часть опалубки. Бамбук сам по себе очень проч-

ный, плохо впитывает влагу, имеет высокую стойкость к внешним агрессивным воздействиям. Фанера из бамбука лёгкая, с очень высокими прочностными характеристиками, мало подверженная набуханию, может иметь ламинированную поверхность, помимо этого она имеет низкую цену по сравнению с другой строительной фанерой (дешевле на 80%) и высокую оборачиваемость (до 50 раз). Если же эту фанеру покрыть небольшим слоем полимерной пленки, оборачиваемость фанеры возрастает до 80-100 раз, а сцепляемость с бетоном минимальная, что уменьшает изнашиваемость внешней части опалубки. Таким образом отсутствует негативное действие цементного молока на металлический каркас, и он несет только деформационную нагрузку. Оборачиваемость такой опалубочной системы достигает 450-500 раз, единственным минусом является то, что при износе бамбуковой фанеры с покрытием его необходимо будет заменить (примерно раз на 80-100 оборотов).

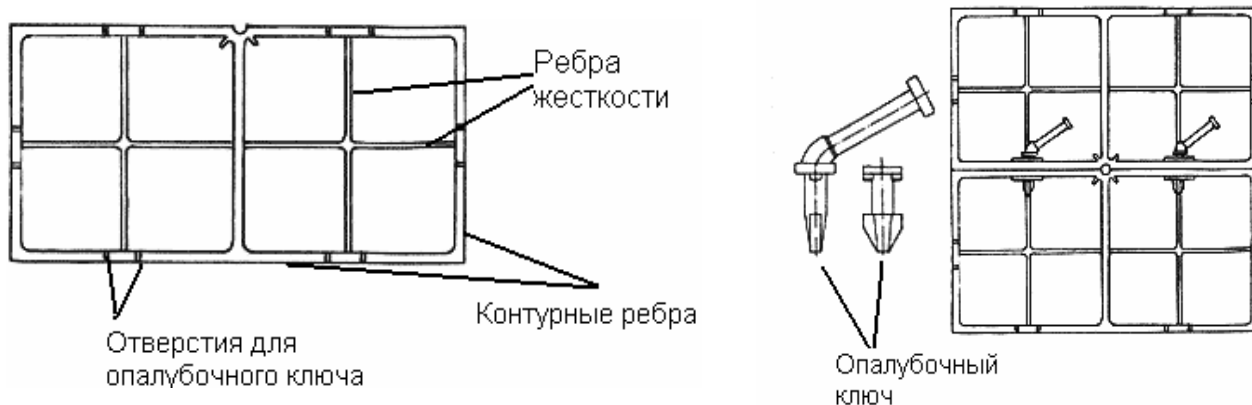


Рис. 1. – Конструкция щита комбинированной опалубки

3. Также на металлический каркас щита можно крепить лист строительной резины толщиной 10-25 мм. Резина также предотвращает негативное действие цементного молока на металл и, что немаловажно, оборачиваемость листа резины достигает 250-300 раз, а сцепляемость с бетоном почти равна нулю. Оборачиваемость такой системы достигает 550-600 раз.

При сравнении деревянной опалубки с предлагаемыми вариантами комбинированных опалубок (металло-бамбуковая и металло-резиновая), а также с используемым в настоящее время вариантом (металло-фанерная), по параметру k (отношение стоимости на оборачиваемость)

$$k_i = \frac{C_i}{N_i} \cdot \frac{N_{дер}}{C_{дер}},$$

где $C_i, C_{дер}$ - стоимости комбинированной опалубки и опалубки из дерева; $N_i, N_{дер}$ - оборачиваемости комбинированной опалубки и опалубки из дерева соответственно [5], получаем значения: 0,85 – для металло-бамбуковой опалубки с покрытием, 0,89 – для металло-резиновой, 0,97 – для металло-фанерной. Как видим, при использовании комбинированной опалубки предлагаемых типов экономия относительно стоимости деревянной опалубки составляет 15% и 11% соответственно. Эти средства можно использовать, например, для приобретения ускорителей твердения бетона, тем самым сократив сроки и оптимизировав технологию строительства.

Таким образом, предложено новые технические решения по оптимизации конструкции комбинированных опалубок основанные на использовании новых конструктивных материалов, которые позволяют увеличить их надежность, снижают трудозатраты на монтаж и демонтаж опалубки, а также делают опалубочную систему более экономичной. Применение современных комбинированных опалубок в монолитном строительстве дает возможность повысить технологичность работ, способствует сокращению сроков строительства и повышает качество строительства зданий. Исследуя и анализируя применение материалов для опалубки и изучая конструктивные решения, были даны рекомендации по возможному совершенствованию, разработке и использованию новых типов комбинирования материалов в опалубочных системах. В то же время данный вопрос рассматривался в основном с технологической точки зрения, с тем глущо-

кое экономическое обоснование этих решений может стать объектом отдельного исследования и явиться направлением дальнейших разработок.

Библиографический список

1. **Диамант М.И., Гилязидинова Н.В., Санталова Т.Н.** Технология сборного и монолитного бетона и железобетона: Учебное пособие / М.И. Диамант, Н.В. Гилязидинова, Т.Н. Санталова / – М: Высшая школа, 2005. – 193 с.
2. **Чернека В.К.** Технология строительного производства / В.К. Чернека / – К.: Высшая школа, 2008. – 430 с.
3. **Луцкий С.Я., Атаев С.С.** Технология строительного производства / С.Я. Луцкий, С.С. Атаев / – М.: Стройиздат, 2006. – 458 с.
4. **Бетон и железобетон.** Возможности совершенствования // Строительная газета. – №37. – 2005.
5. **Ярмоленко М.Г., Романушко Е.Г.** Технология опалубочных работ / М.Г. Ярмоленко, Е.Г. Романушко / – К.: Высшая школа, 2005. – 342 с.

УДК 622.831

ИССЛЕДОВАНИЕ НЕСУЩЕЙ СПОСОБНОСТИ ПРЕДОХРАНИТЕЛЬНЫХ ЦЕЛИКОВ ПРИ СТРОИТЕЛЬСТВЕ ПОДЗЕМНОГО ТРАНСПОРТНОГО ПЕРЕХОДА ПОД КЕРЧЕНСКИМ ПРОЛИВОМ

Доц. Хозяйкина Н.В., студ. Мостовой В.В., НГУ, г. Днепрпетровск

Участие в межгосударственной транспортной системе является основой экономической интеграции между странами. Украина заявила о своем желании иметь не просто современную транспортную сеть, но и на ее основе интегрироваться в международную систему транспортных коридоров, открыв свою территорию для транзитных грузо- и пассажиропотоков.

Черноморский регион приобретает все большее значение как перспективный узел транспортных коммуникаций в развивающихся торговых связях Европа — Кавказ — Азия. Сооружение транспортного перехода через Керченский пролив является возможностью продолжения автомагистрали "Ягодин-Керчь" через территорию Краснодарского края, что обеспечит мобильное, бесперебойное и безопасное прохождение товарных потоков.

Сооружение транспортного перехода обеспечит транспортировку энергоресурсов ж/д транспортом через территорию Украины. Уменьшатся затраты времени и средств на перевалку на морские суда и обратно. Что касается Украины, то резко возросший транспортный поток позволит значительно увеличить поступления в госбюджет.

Проектом предусмотрено строительство подземного транспортного тоннеля в виде двух ж/д однопутных тоннелей, между которыми располагается вспомогательный тоннель для обслуживания перехода (рис. 1).

Объект исследований: предохранительные целики подземного транспортного тоннеля под Керченским проливом.

Предмет исследований: напряженно-деформированное состояние породного массива целиков окрестности тоннелей.

Цель работы: создание численной модели зоны влияния предохранительных целиков при строительстве подземного перехода под Керченским проливом, определение ширины целиков.

При выполнении работы была разработана расчетная схема и численная модель подземного объекта. Решение осуществлялось пошагово методом конечных элементов.

В расчетную схему введена часть породного массива с размерами в поперечном сечении 65х90 м. Тоннели, между которыми исследуется устойчивость ленточных целиков, расположены в схеме горизонтально и симметрично по отношению к вертикали исследуемого массива.

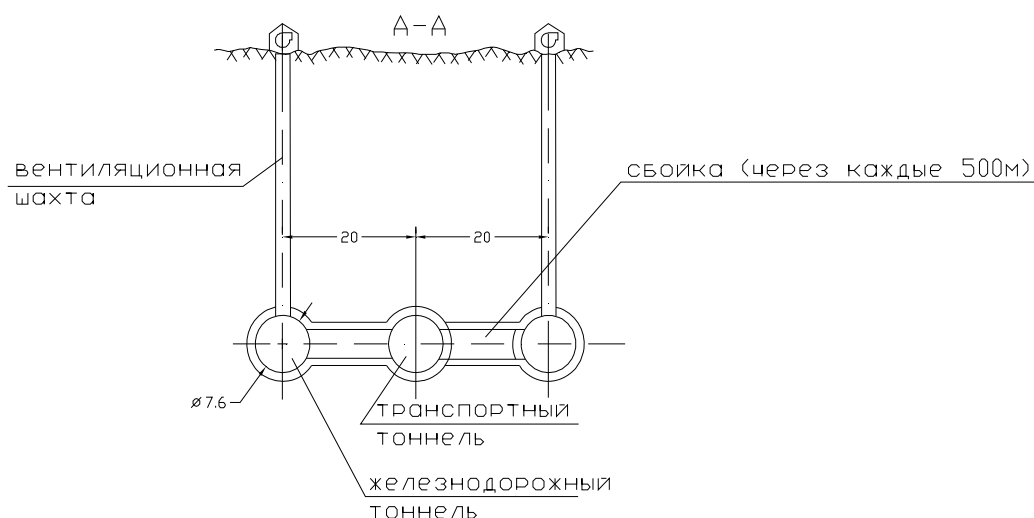


Рис. 1 – Поперечный разрез тоннеля

Т. к. породный массив представляет собой неоднородную среду (содержит случайно распределенные микродефекты и микродефекты в виде системы трещин), то в расчетах учитывали коэффициента структурного ослабления k_c [1]:

$$k_c = \left[1 - \sqrt{0,5\eta \exp(-0,25\eta)} \right] \frac{\eta_0^2 + 1}{\eta^2 + 1}, \quad (1)$$

где η – коэффициент вариации прочности породного массива, определяемый по формуле [1]:

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

где l_T – среднее расстояние между трещинами; l_0 – характерный размер стандартного породного образца; η_0 – коэффициент вариации результатов лабораторных испытаний породных образцов.

В результате исследований получена картина напряженно-деформированного состояния целика и область неупругих пластических деформаций.

В каждой рассматриваемой точке массива опасность разрушений среды можно определить на основе точечного критерия прочности, сравнивая эквивалентное напряжение σ_e с пределом прочности пород на одноосное сжатие R_c . Условие разрушения будет иметь следующий вид:

$$\sigma_e \geq R_c k_c, \quad \text{или} \quad Z \geq \frac{R_c k_c}{\sigma_{сж}}. \quad (2)$$

Здесь k_c – коэффициент структурного ослабления породного массива, определяемый по формуле (1); Z – запас прочности целика в центре конечного элемента.

Зона максимального разрушения представлена на рис. 2. Линия, вдоль которой исследовались элементы – это кратчайшее расстояние между двумя тоннелями.

Результаты НДС целика показали, что концентрация наибольших напряжений находится по контуру выработки. Видно, что по центру целика образуется так называемое ядро, которое находится в условиях всестороннего сжатия. Его наличие обуславливает длительную прочность целика как конструктивного элемента.

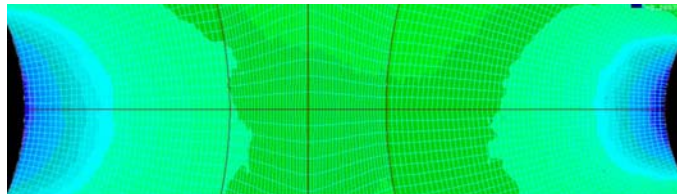


Рис. 2 – Линия оценки запаса прочности целика и его ядро

Структура пород оценивается коэффициентом хрупкости, который определяется по формуле:

$$\psi = \frac{R_p}{R_c}, \quad (3)$$

где R_p – предел прочности пород на одноосное растяжение; R_c – предел прочности пород на одноосное сжатие.

Размер целика является нелинейной функцией коэффициента хрупкости ψ . При уменьшении ψ на 20% размер целика увеличивается и наоборот.

На рис. 3 приведена зависимость коэффициента запаса устойчивости от размеров целика.

$$Z = aT^b, \quad (4)$$

где коэффициенты аппроксимации равны $a = 1.4$ и $b = 0,15$.

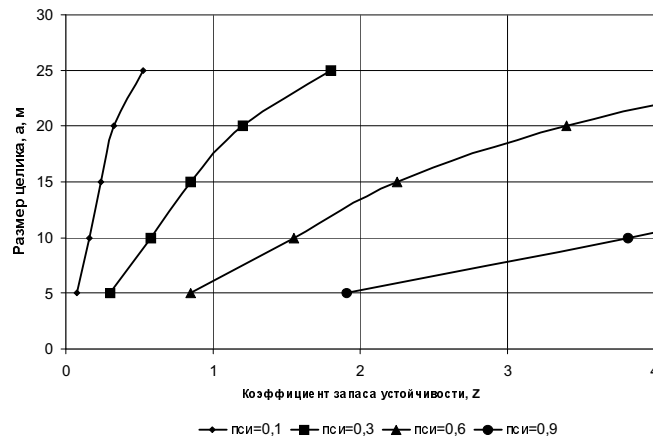


Рис. 3 – Исследование зависимости размера целика от коэффициента запаса устойчивости

Установлено, что подземный транспортный переход под Керченским проливом при данных параметрах может безопасно эксплуатироваться в течение свыше 400 лет.

Таким образом, можно сделать следующие выводы:

- создана численная модель зоны влияния предохранительных целиков на устойчивость породного массива вокруг проводимого транспортного ж/д тоннеля;
- получена картина напряженно-деформированного состояния целика и область неупругих пластических деформаций в динамике;
- получены размеры предохранительных ленточных целиков – 20 м;
- определены влияния коэффициента хрупкости на коэффициент запаса устойчивости и влияния коэффициента запаса устойчивости на размеры целика.

Библиографический список

1. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород: Учебник для ВУЗов / А.Н. Шашенко, В.П. Пустовойтенко. – К.: Новый друк, 2004. –400 с.

ШАХТНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ПУСТОТ ЗАКРЕПНОГО ПРОСТРАНСТВА

Аспирант Павлов Е.Е. ДонГТУ, Украина, sggs-donstu.ucoz.ru

На больших глубинах ведения горных работ первопричиной деформаций 55% горных выработок являются смещения породных обнажений по периметру выработки (бока и кровля), 45% в результате пучения пород почвы [1]. Величины допустимых отклонений (в сторону увеличения) геометрических размеров от проектных со стороны кровли и стен выработки в реальных условиях значительно превышают нормативные [2]. В результате из-за перебора сечения увеличивается объем работ по забутовке крепного пространства, которые к тому же небезопасны, т.к. выполняются вручную и нередко в незакрепленной части выработки.

Согласно техническим условиям сооружения выработок, для равномерного распределения нагрузки по всему контуру рамной крепи со стороны массива горных пород пустоты крепного пространства следует заполнять породой. Однако, в связи с отсутствием забутовки крепного пространства или ее плохого качества (недостаточная плотность, неравномерность и др.) значительно возрастают сосредоточенные случайные нагрузки на крепь, что резко снижает ее несущую способность, ведет к деформациям ее элементов, поломкам и даже завалам выработки. Следовательно, анализ негативных последствий переборов поперечного сечения выработок является актуальной задачей для совершенствования технологии проведения и крепления горных выработок.

Целью исследований является анализ состояния горных выработок и неровностей их породного контура. Задачами исследования являлось изучение закономерностей распределения пустот в крепном пространстве горных выработок, проходимых буровзрывным и комбайновым способами. Исследования проводились путем шахтных инструментальных замеров пустот крепного пространства и статистической обработки полученных результатов.

Шахтные исследования пустот крепного пространства и неровностей контура горных выработок проводились в 2008 г. на шахте Машинская ГП «Луганскуголь» шахтоуправления «Луганское» в подготовительных выработках (2 восточный конвейерный бремсберг пл. ℓ_6^H ; 5, 7 западные конвейерные бремсберги пл. ℓ_6^H ; 7 восточный конвейерный ходок пл. ℓ_6^H).

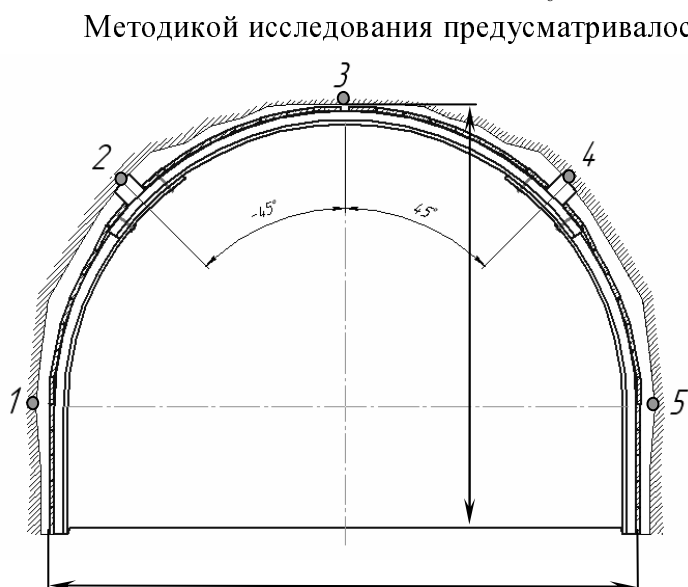


Рис. 1 – Схема размещения замерных точек

Методикой исследования предусматривалось измерение пустот крепного пространства и смещений узлов податливости стальной рамной крепи, а также размеров выработки в свету.

Для измерения крепного пространства была изготовлена замерная рейка. При этом к ней предъявлялись следующие требования: рейка должна быть легкой, компактной при транспортировании, достаточной длины для замера пустот в недоступных по высоте местах, жесткой для преодоления препятствий при досылании в крепное пространство, обеспечивать удобство отсчета и необходимую точность (± 30 мм.)

Для легкости раскладная рейка выполнена из алюминиевого прута диаметром 8 мм. Этот диаметр

обеспечивает жесткость рейки даже при небольшом (7-10 мм) зазоре между затяжкой и выдерживает усилие, необходимым для ее внедрения между затяжкой.

Измерения пустот закрепного пространства проводились в пяти характерных точках контура выработки (рис.1), важных с точки зрения взаимодействия рамной крепи с массивом горных пород. Две из них располагались симметрично по бокам выработки на высоте около 1000 мм от почвы (точки 1; 5), чтобы следить за контактом рамной крепи с породным контуром при боковых смещениях пород. Две другие точки выбраны в области замков податливости (т. 2; 4), для контроля расклинки рамной крепи с породой, и одна точка – по центру верхняка рамной крепи (т. 3), показывающая контакт рамной крепи с породным контуром при смещениях пород кровли.

Замерную рейку задвигали в указанных точках между затяжкой до породного обнажения за крепью, иногда раздвигая случайные куски породы. Далее показания фиксировались в журнале замеров с учетом толщины железобетонной затяжки.

Для получения необходимой представительности и достоверности результатов измерений, методикой было предусмотрено проводить замеры на типичных участках протяженностью 50 м в каждой выработке. Замерные сечения отстояли друг от друга через 5 метров, т.е. всего было использовано 10 замерных сечений в каждой выработке.

Абсолютная погрешность линейных замеров составила ± 30 мм, относительная погрешность - 2...5%, что вполне допустимо для данного класса шахтных инструментальных наблюдений.

В результате проведенных шахтных замеров установлено:

1. Пустоты закрепного пространства превышают нормативные при буровзрывном способе в 1,7 раза, а при комбайновой выемке в 2 раза.
2. Закрепное пространство не заполнено забутовкой.
3. При комбайновой выемке средняя ширина пустот закрепного пространства превышает ширину пустот в выработке, пройденной буровзрывным способом, в 1,15 раза.
4. Из-за отсутствия или плохого качества забутовки нарушаются проектные нормы по креплению выработок, существенно снижается грузонесущая способность крепи (в 2-5 раз).

Выражаю благодарность научному руководителю проф. Г.Г. Литвинскому за ценные советы по методике выполнения и обсуждения результатов работы.

Библиографический список

1. **Вывалообразования** в горных выработках шахт Донбасса / К.В. Кошелев, И.И. Бурма, Д.А. Герасимчук, О.К. Кошелев. – К.: Техника, 1994. – 135 с.
2. **СНиП 3.02.03-84.** Подземные горные выработки / Госстрой СССР. - М.: ЦИТИ Госстрой СССР, 1985. – 15 с.

УДК 622.64-531.6

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УПРАВЛЕНИЯ ВИБРОРЫХЛИТЕЛЬНОЙ УСТАНОВКОЙ

Ст. препод. Шмаков Ю.Д., студ. Минеев А.С. Национальный горный университет, г. Днепропетровск

В настоящее время транспортировка сыпучих грузов связана с большими объемами перегрузочных работ. Для разгрузочных работ используются специальные перегрузочные комплексы. В зимнее время работу комплекса существенно осложняет смерзаемость сыпучих грузов и их слипание. Для повышения эффективности разгрузки смерзшихся грузов и снижения энергоемкости процесса разгрузки внедряются специальные виброрыхлительные технологии.

На сегодняшний день практически все вибротехнологии основаны на постоянной частоте вибрации, что является достаточно энергозатратно и менее производительно. В последнее время установлено, что для эффективной разгрузки смерзшихся грузов целесообразно применение многочастотного воздействия для рыхления, таких грузов как уголь, руда, окатыш и др. Как установлено, параметры эффективного виброрыхления смерзшегося угля должны опреде-

ляться не одной эффективной частотой, а режимом многочастотного вибровоздействия. В связи с этим была разработана программа, позволяющая установить функцию оптимальной частоты виброрыхления в зависимости от расстояния до центра масс груза. Такой режим был разработан впервые и является новинкой на рынке виброрыхлительных технологий. Так, например, при виброобработке смерзшейся угольной среды с температурой $-10\text{ }^{\circ}\text{C}$ на глубину до $r=90\cdot a$, где a - диаметр шпура, r - расстояния до центра масс, можно описать функциональной зависимостью $\omega^*[\text{Гц}] = 133 - 17\ln(r/a)$.

Практическая реализация эффективного режима вибровоздействия в соответствии с приведенной функциональной зависимостью возможна лишь на основе автоматизированного управления вибрационной установкой.

Для разгрузочного комплекса порта Южный фирмой МЛАД и ИГТМ была разработана виброрыхлительная установка, использующая одночастотный режим рыхления. Она была успешно включена производственный процесс порта Южный. Для этой установки нами была разработана система автоматизации, которая позволяет минимизировать человеческую работу на этой установке и управлять внедрением многочастотного режима работы при вибрационном рыхлении мерзлого груза.

Проведенные исследования показали, что выполненная автоматизация виброрыхлителя повышает КПД вибрационного рыхления смерзшихся грузов, за счет увеличения скорости управления его работой, внедрения многочастотного режима воздействия, а также позволит в дальнейшем интегрировать установку в глобальную производственную систему.

УДК 622.831.3

ВИБІР РАЦІОНАЛЬНОГО СПОСОБУ БОРОТЬБИ ЗІ ЗДИМАННЯМ ПОРІД ПІДОШВИ ДЛЯ УМОВ ШАХТ ЗАХІДНОГО ДОНБАСУ ЗА ДОПОМОГОЮ ЧИСЕЛЬНОГО МОДЕЛЮВАННЯ

Доц. Солодянкін О.В., магістр. Ткачов В.А., НГУ, м. Дніпропетровськ

Вугілля було й залишається єдиною вітчизняною сировиною з достатнім рівнем запасів, що робить його надійним гарантом енергетичної незалежності країни на віддалену перспективу. Зростання глибин розробки, ускладнення гірничо-геологічних умов, збільшення прольотів виробок – усе це призвело до росту навантажень на кріплення, різким і більш інтенсивним проявам гірського тиску. В умовах постійного збільшення глибини ведення гірничих робіт проблема забезпечення стійкості гірничих виробок набуває особливо великого значення.

Вивчення стану протяжних виробок шахт України, аналіз витрат, що пов'язані із їх підтримкою та ремонтом, показують, що найбільш трудомісткими процесами при забезпеченні експлуатаційного стану виробок є заходи щодо боротьби зі здиманням порід підешви.

Таким чином, з огляду на досить великі обсяги робіт із підривки спучених порід (понад 2500 км на рік у цілому по вугільних шахтах України), що є й досі найбільш поширеним з засобів боротьби зі здиманням, цілком очевидно, що пошук ефективних способів боротьби зі здиманням підешви є однією з першорядних народногосподарських задач.

Узагальнення наявних в літературі даних про гіпотези і моделі здимання порід підешви протяжних виробок дозволяє виділити наступні основні їх групи:

- 1) механічна втрата стійкості приконтурного масиву;
- 2) подовжнє стискування порід підешви силами бічного тиску, що виникають від дії товщі гірських порід, що налягають;
- 3) розвантаження бічних порід від накопиченого напруження;
- 4) ефект витискування м'яких порід з-під штампугу;
- 5) в'язкопластичний стан порід;
- 6) набухання глинистих порід від дії води;
- 7) термодинамічні явища в глинистих породах.

Різноманітність геологічної будови вміщуючих порід, гірничотехнічних умов визначили в різних країнах свої підходи щодо протидії явищу витискування гірських порід в підземні виробки. Так, японські учені віддають перевагу анкеруванню порід, що здимаються, польські – застосуванню камуфлетного підривання, німецькі – багатошаровому кріпленню і анкеруванню підшоши. Представницький огляд зарубіжних джерел є, наприклад, в роботі [1].

Аналіз існуючих заходів щодо протидії здиманню дозволяє виділити наступні основні їх види:

а) застосування раціональних схем охорони пластових виробок, що розташовані в слабких породах (прохідка широким вибоєм, охорона штреків бутовими смугами замість вугільних ціликів і таке інше);

б) створення різного роду резервуарів для виходу спученої породи;

в) застосування посиленних і комбінованих конструкцій кріплення;

г) застосування замкнутих конструкцій кріплення;

д) анкерування порід підшоши;

е) ущільнення глинистих порід підшоши камуфлетним підриванням;

ж) створення в підшоші локальних областей зниженого напруження;

з) попереднє розпушування порід підшоши вибухом з подальшим нагнітанням скріплюючого розчину, зокрема за допомогою нагнітання розчину вибухом ВР (наприклад, [2]);

и) тампонаж позакріпного простору та ін.

Очевидно, що ефективність тих або інших заходів боротьби зі здиманням залежить від того, наскільки відповідають прийняті уявлення реальній природі процесу, тому заходи, що блискуче показали себе за одних умов, виявляються абсолютно непридатними для інших. Наприклад, кріплення із зворотним контуром у багатьох випадках їх застосування на шахтах Центрального Донбасу полегшували ситуацію зі здиманням, тоді як їх застосування в слабкометаморфізованих породах Західного Донбасу виявилось малоефективним без застосування додаткових заходів щодо підвищення міцності приконтурного масиву.

Таким чином, вибір найбільш раціонального способу боротьби зі здиманням для умов шахт Західного Донбасу повинен проводитися на підставі методики, що включає наступні етапи:

- аналіз гірничо-геологічних умов на шахті в місці проведення виробки, яка є об'єктом досліджень, виділення найбільш характерних видів прояву гірського тиску, встановлення параметрів процесу здимання порід підшоши;
- аналіз існуючих гіпотез, що описують здимання порід підшоши, та вибір відповідних підходів для дослідження цього явища;
- аналіз способів боротьби зі здиманням і вибір таких, які засновані на положеннях вибраної гіпотези щодо природи здимання;
- створення чисельних моделей відібраних способів, проведення чисельного експерименту з метою вибору найбільш раціонального з раніше відібраних способів за геомеханічними параметрами (геомеханічної ефективності роботи способу – зниження напружень в приконтурних породах, зменшення величини здимання і тому подібне);
- економічна оцінка вибраного за геомеханічними параметрами способу боротьби зі здиманням.

Бібліографічний список

1. **Шашенко А.Н.** Устойчивость подземных выработок в неоднородном породном массиве : дис. на соискание уч. степени докт. техн. наук : спец. 05.15.04 «Шахтное и подземное строительство» / А.Н. Шашенко ; Днепропетр. горный ин-т им. Артема. – Днепропетровск, 1988. – 507 с.
2. **Пирский А.А., Стовпник С.Н.** Опытнo-промышленные испытания способа упрочнения пород для борьбы с пучением почвы / А.А. Пирский, С.Н. Стовпник // Уголь Украины. – 1990. – №4. – С.9-11.

РОЗРОБКА ЧИСЕЛЬНОЇ МОДЕЛІ КОЛОННОЇ СТАНЦІЇ

Д.т.н. Борщевський С.В., студ. Руднев А.І., ДонНТУ, м. Донецьк, Україна, к.т.н. Тютькін О.Л., ДНУЗТ ім. акад. В. Лазаряна, м. Дніпропетровськ, Україна

Розвиток сучасного міста, поряд з рішенням архітектурно-планувальних задач та проблем інженерного облаштування територій, передбачає також вдосконалення транспортної системи, та в першу чергу тієї її частини, яка відноситься до пасажирських перевезень. Ці транспортні проблеми, які підтверджує світовий досвід, вирішуються за допомогою підземних ліній метрополітену [1, 2]. Але більшість перспективних ліній в таких містах проектують на мілкому закладенні. Лініям мілкого закладення віддають перевагу також і при проектуванні метрополітенів, що будуються в містах, рельєфні та містобудівельні особливості центральної частини яких не відмічені у перелічених вище умовах [3]. Лінії мілкого закладення мають переваги в порівнянні з лініями глибокого закладення. Наприклад, вартість лінії мілкого закладення у відносно сприятливих гідрогеологічних умовах в два рази менше, ніж лінії глибокого розташування [1, 4]. Суттєво відрізняються і трудові витрати на спорудження 1 п.м. перегінного тунелю.

Виходячи із багаторічного досвіду експлуатації лінії метрополітену мілкого закладення можна сказати, що вони більш зручні для пасажирів, ніж лінії глибокого закладення [1, 2, 4-6]. Тому дослідження станції колонного типу мілкого закладення при різних варіантах її перетинання рухомим навантаженням, що є актуальним питанням в сучасних умовах.

В існуючих статичних розрахунках конструкція колонної станції зводиться до плоских розрахункових схем. Але якщо в обробці односклепінчастої станції до її статичної роботи не надходять інші елементи по довжині, така заміна правомірна, то в даному типі станції така заміна некоректна, так як система «колони-прогін-тунелі» є нерегулярною [7]. Тому розбиття нерегулярної конструкції колонної станції, яке зводиться до двох плоских розрахункових схем (в перерізі проходу та в перерізі колони), приводить до неврахуванню зв'язку між частинами конструкції [8].

Інженерні розрахунки колонних станцій мілкого закладення часто проводять на обрану одиничну ширину ($b=1$ м, вздовж вісі станції). На відміну від односклепінчастої станції, де така заміна можлива (так як конструкція не змінюється по довжині станції), в колонних станціях вона є утрудненою, так як не відобразить реальної роботи станції.

Важливе місце в розрахунку колонної станції займає навантаження, до якого надходить гірський тиск та пружний опір в випадку глибокого закладення, так і транспортне навантаження в випадку мілкого закладення. Причому особливість транспортного навантаження на станцію мілкого закладення (рис. 1) полягає в складному перетинанні її конструкції.

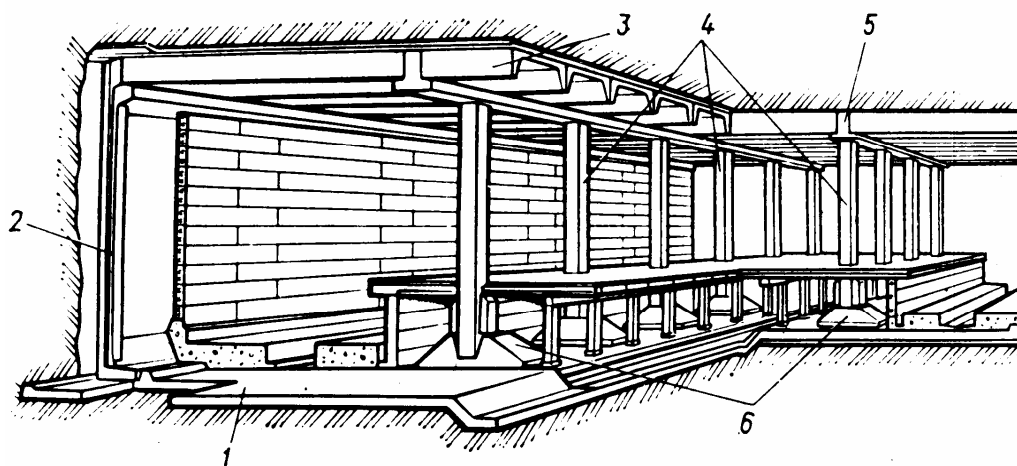


Рис. 1. – Схема колонної станції неглибокого закладення (розріз по середньому тунелю):
1 – лоткова частина; 2 – стіна; 3 – перекриття; 4 – колони; 5 – прогін

Врахування приведених особливостей в просторовому розрахунку колонної станції, дозволяє з більшою точністю описати роботу такої складної підземної споруди та приводити більш точні розрахунки, які є запорукою їх нормальної експлуатації. Найважливішу роль у аналізі напружено - деформованого стану системи “кріплення-масив” відіграє дослідження механізму роботи, існування та взаємодії двох частин цієї системи. Неврахування просторового фактора та уведення припущень про використання плоских розрахункових схем – головні причини отримання перекрученого уявлення про роботу споруди, наслідками якого є або створення невиправданих запасів міцності, або існування недопустимих напружень та деформацій.

Ряд авторів відмічає зручність та ефективність застосування методу скінцевих елементів (МСЕ) в розрахунках станцій пілонного і колонного типів [9,10]. Застосування МСЕ в даній меторазці також обґрунтовано його реалізацією на ПЕОМ. Таке впровадження методу дозволяє формувати умови навантаження різноманітного ступеня складності, у тому числі й нерівномірні, граничні умови; розглядати конструкції нерегулярної геометричної структури. Також за допомогою МСЕ можливо відображати суттєві властивості реальних об'єктів у наочному та зручному вигляді, тому МСЕ був обраний як метод дослідження в цій роботі.

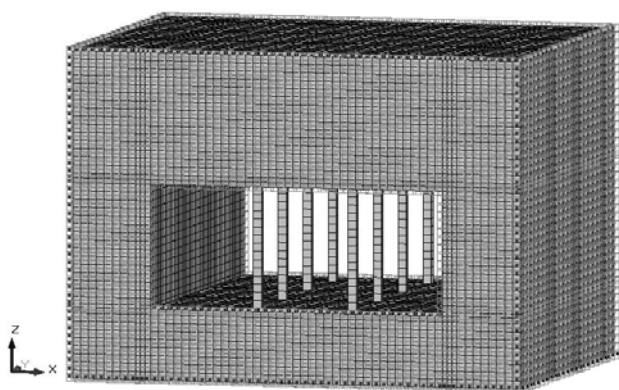


Рис. 2 – Схема колонної станції мілкого закладення МСЕ

Постановка задачі – просторова; вихідні дані про споруду та масив – натурні та експериментальні. Імітація поведінки ґрунтового масиву – пружно-пластично-в'язка, саме це припущення і є основним у спробі більш повного відображення дійсності у випадку дослідження її МСЕ. Нами спроектована скінченно-елементна модель (рис. 2) колонної станції та завантажена 6-ма комплексами навантажень, після розрахунку якої проведено аналіз отриманих результатів.

На рис. 3 наведені деякі результати чисельних розрахунків колонної станції.

При аналізі НДС колонної станції слід визначати не тільки екстремальні значення параметрів напружень і переміщень, але й проаналізувати, як вони розподіляються. Цей факт являє собою вплив розподілу параметрів НДС в симетричній або несиметричній формі, тому що явна асиметрія дуже негативно впливає на роботу колонної станції. Це пояснюється тим, що наявність в колонній станції системи колон значно ускладнює її роботу.

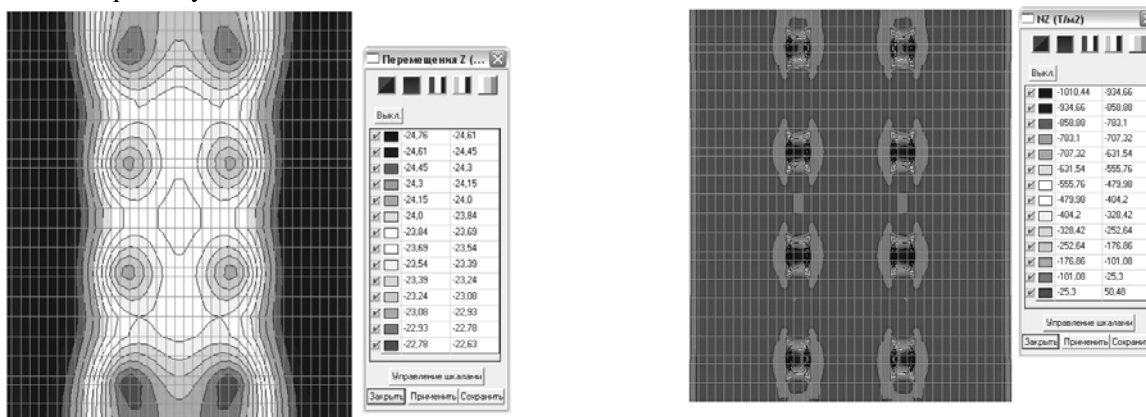


Рис. 3. – Переміщення та нормальні напруження по осі Z в верхній плиті моделі колонної станції при першому завантаженні:

Аналіз напружень у випадку 1-го завантаження (власна вага) дозволяє зробити висновок, що картина напружень по осі Z є симетричною. Аналізуючи розподіл напружень від власної ваги слід відмітити, що вони напружені від рухомого навантаження більше в 45-50 раз (N_z) і близько 33-35 раз (N_x). Це ще раз доводить, що вплив рухомого навантаження менше впливу влас-

ної ваги масиву, але його неврахування може призвести до негативних наслідків.

Бібліографічний список

1. Макаров О.М., Меркин В.Е. Транспортные тоннели и метрополитены. – М.: ТИМР, 1991. – 171 с.
2. Фролов Ю.С., Крук Ю.Е. Метрополитены на линиях мелкого заложения. Новая концепция строительства. – М.: ТИМР, 1994. – 202 с.
3. Бородин В.И. Индустриализация подземного пространства – глобальная перспектива XXI века. / Информационный обзор. – М.: ТИМР, 1995. – вып. 4. – С. 61.
4. Петренко Е.В., Петренко И.Е. Прогрессивное решение в строительстве новых линий метрополитенов // Подземное пространство мира, 1998. – № 1. – С. 3-4.
5. Братчук Г., Пашков П., Захаревский А. Новые решения колонных станций открытого способа // Метрострой, 1980. – № 3. – С. 8-10.
6. Фролов Ю.С., Крук Ю.Е. Новая концепция строительства метрополитена на линиях мелкого заложения // Подземное пространство мира, 1993. – № 2. – С. 10-5.
7. Петренко В. И., Петренко В. Д., Тютюкин А. Л. Современные технологии строительства метрополитенов в Украине. – Днепропетровськ: Вид-во «Наука і освіта», 2005. – 252 с.
8. Петренко В.І., Петренко В.Д., Тютюкін О.Л. Розрахунок трисклепінчастих станцій метрополітену глибокого закладення. – Дніпропетровськ: Вид-во «Наука і освіта», 2004 р. – 176 с.
9. Современные методы прочностных расчетов в метро- и тоннелестроении // Демешко Е.А., Косицын С.Б., Сергеев В.К., Долотказин Д.Б., Косицын А.С., Потапова О.А. / Сб. трудов науч.-техн. конф. «Подземное строительство России на рубеже XXI века», Москва, 15-16 марта 2000. – М.: ТАР, 2000. – С. 200-207.
10. Дмитриев М.Г. Некоторые вопросы пространственного расчета станций метрополитена глубокого заложения. / В кн.: «Сб. тр. Всесоюзн. научн.-исслед. ин-та транспортного строительства», вып. 25, 1968. – С. 6-14.

УДК 622.831

ЗАЛЕЖНІСТЬ ПОКАЗАНЬ ЕЛЕКТРОЄМНІСНОГО ІНТРОСКОПУ ВІД ДІАМЕТРУ ШПУРУ

Студ. гр. ГБ-05 Хазєєва А.Р. ДонДТУ, м. Алчевськ, Україна

Шахтні інструментальні спостереження під час експлуатації підготовчих виробок, попри їх трудомісткість, є основним методом вивчення проявів гірського тиску. В геомеханіці накопичений певний досвід у створенні та застосуванні методів та апаратури для контролю геомеханічних процесів [1, 2], що висвітлив значні труднощі в розв'язанні цієї проблеми. Передусім, вони пов'язані з різноманітністю отримуваної інформації, котра характеризується численними параметрами, що контролюються і є різними за своєю фізичною суттю, а також технічними способами їх отримання.

Серед безлічі методів визначення стану масиву порід найбільш довершеним є електроємнісний метод, розроблений в ДонДТУ [3]. В основі методу полягає залежність частоти струму, що виробляється вимірним автогенератором, від ємності конденсаторного датчика, котра, в свою чергу, зумовлюється діелектричною проникністю і пустотністю порід, які складають масив. Для обробки натурних вимірів авторами методу запропонована залежність відносного розктиву тріщини від показань інтроскопу [4]:

$$P_n = \sum \delta / l_j = (A_m - A_m) / (A_m - A_3), \quad (1)$$

де P_n – відносний показник неоднорідності породного масиву;

$\sum \delta$ – сумарний розкриття тріщин в інтервалі вимірювання, мм;

l_3 – ефективна довжина датчика, мм;

A_m, A_u, A_3 – показання приладу відповідно на непорушених ділянках масиву, в шпурі та в заповнювачі тріщини, кГц.

Величина P_n , що визначається по формулі (1), являє собою безрозмірний показник неоднорідності породного масиву, який змінюється від нуля до одиниці. Якщо $P_n=0$, що можливе при $A_m = A_u$ масив у даному інтервалі однорідний, тобто тріщин нема. При цьому A_m, A_3 у конкретній виробці, в даний момент часу, в породі визначеного мінералогічного складу, для фіксованого діаметру шпуру мають залишатися постійними, а значення A_u є змінними, такими що залежать від розкриття тріщин на момент вимірювання. Однак на показання приладу, як виявили пробні шахтні вимірювання, суттєвий вплив чинить діаметр шпуру, тобто величина кільцевого проміжку між зондом і породною поверхнею шпуру, та інші фактори. Отже дійсні показання інтроскопу мають очевидний випадковий характер. Отже, показник P_n є посередньою характеристикою, яку можна використовувати лише для якісної оцінки порушення масиву в місці випробування.

Для підвищення достовірності вимірів електроємнісним методом належить провести тарування інтроскопу в лабораторних умовах з метою виявлення залежності показань електроємнісного інтроскопу від діаметру шпуру.

Дослідження проводилося на циліндричних моделях шпурів у однорідному породному масиві. Моделі виготовлялись з подрібненої горілої гірської породи, що скріплена комбінованим в'язучим на основі гіпсу і цементу. Це дозволило отримати матеріал за міцністю та діелектричними властивостями подібний гірській породі. Шпури в моделях вибурували за допомогою спеціальних коронок трьох діаметрів: 36 мм, 41 мм і 46 мм, що дозволило охопити весь діапазон змінення діаметру шпуру в шахтних умовах.

Дані вимірювань для різних діаметрів шпурів показані у формі емпіричних залежностей частоти сигналу від діаметру шпуру (рис.1). Обробка результатів вимірювань методом найменших квадратів виявила, що практично з однаковою тісністю зв'язку частота сигналу A від відносного діаметру окреслюється експоненціальною ($r = 0,966$), ступеневою ($r = 0,969$) і квадратичною дрібно-раціональною ($r = 0,972$) функціями. Усі три залежності асимптотично наближаються до показань приладу на повітрі, бо із збільшенням діаметру шпуру збільшується кільцевий проміжок повітря між зондом і поверхнею шпуру.

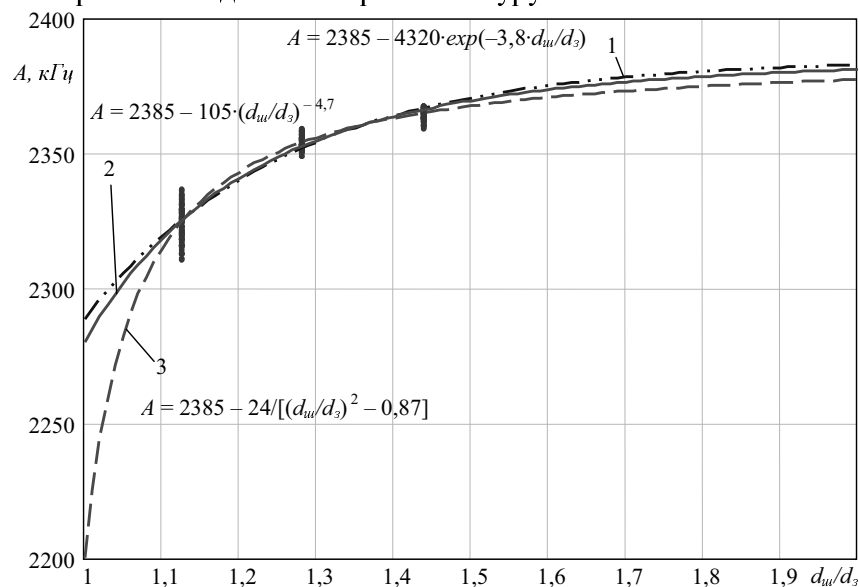


Рис.1 – Експоненціальна (1), ступенева (2) і квадратична дрібно-раціональна функції (3), що апроксимують залежність частоти сигналу інтроскопу від відносного діаметру шпуру d_w/d_3

Найпростішу форму має залежність ступеневого виду (2), що дозволяє урахувати відхилення фактичного діаметру шпурів від його номінального значення шляхом переходу до $d_{ш}/d_3 = 1$ по формулі (3).

$$A(d_{ш}/d_3) = A_6 - a \cdot (d_{ш}/d_3)^{-b}, \quad (2)$$

$$A(1) = A_6 - (A_6 - A(d_{ш}/d_3)) \cdot (d_{ш}/d_3)^{-b}, \quad (3)$$

де A_6 – показання приладу на повітрі.

Для розрахунку скоректованих показань приладу, необхідно визначити залежність емпіричного коефіцієнта b від величини діелектричної проникності породного масиву, а, отже, від ступеню його тріщинуватості. Для цього були проведені лабораторні експерименти на моделях шпурів у піску і в щебені, котрі виявили, що при змінній пустотності середовища і його діелектричної проникності в широкому діапазоні значення емпіричного коефіцієнту b залишається майже постійним (при лабораторних дослідженнях його варіація не перевищувала 5%). Тобто для широкого діапазону умов можна покласти $b = \text{const}$, що суттєво спрощує обробку результатів вимірювань.

Після підстановки числового значення емпіричного коефіцієнту формула (3) набуває вигляду:

$$A(1) = A_6 - (A_6 - A(d_{ш}/d_3)) \cdot (d_{ш}/d_3)^{-4,7} \quad (4)$$

Розраховані відповідно з отриманим виразом (4) показання приладу в шпурі $A_m = A(1)$ підставляються у формулу (1) для розрахунку відносного показника неоднорідності породного масиву. Отже, результати досліджень дозволяють підвищити достовірність вимірювань тріщинної пустотності породного масиву.

Бібліографічний список

1. **Ямщиков В.С.** Контроль процессов горного производства. – М.: Недра, 1989. – 446с.
2. **Методы и средства решения задач горной геомеханики** / Г.Н. Кузнецов, К.А. Ардашев, Н.А. Филатов и др. – М.: Недра, 1987. – 246с.
3. **А.с. 1453351 СССР**, МКИ G 01 V 3/06. Радиоволновой интроскоп массива горных пород / Литвинский Г.Г., Касьянов В.А. (СССР); Коммунарский горно-металлургический институт (СССР). № 4198597/31-25; Заявлено 24.02.087; Опубл. 23.01.89, Бюл. № 3.
4. **Литвинский Г.Г., Касьянов В.А.** Измерение структурных неоднородностей массива при сооружении выработок / Технология, механизация и организация строительства горных выработок. – Кемерово: КПИ, 1988. – С.100-107.

УДК 622.062

РЕКОНСТРУКЦІЯ БУДІВЛЬ ТА СПОРУД НА ПОВЕРХНІ ШАХТ

К.т.н., доцент Бровко Д.В., асп. Хворост В.В., КТУ, г. Кривой Рог

Сучасний розвиток промислового виробництва пов'язаний з реконструкцією, розширенням, технічним переобладнанням і поліпшенням умов праці на діючих підприємствах. Тенденція до скорочення термінів реконструкції діючих підприємств, інженерних споруд вельми важливий напрям будівельної справи.

Всіляка реконструкція будівлі або споруди супроводжується, як правило, зміненням навантажень на будівельні конструкції, зміною їх первинних конструктивних схем. Все це призводить до необхідності визначення технічного стану будівельних конструкцій, визначення залишкового ресурсу їх експлуатаційних якостей, прийняття рішення про їх подальшу долю, про підсилення, відновлення або заміну.

Багаторічна практика показує, що найбільш надійний спосіб здійснення реконструкції, відбудови або модернізації будівель та споруд відбувається тоді, коли використовують реальну залишкову несучу здатність конструкції. Такі дані отримують на основі експериментального та теоретичного аналізу їх дійсної роботи з уточненням навантажень, властивостей матеріалів, розрахункових схем тощо.

Необхідність підсилення або відновлення будівельних конструкцій виникає не тільки при реконструкції або технічному переоснащенні, але і внаслідок передчасного корозійного або механічного зношення.

Підсилення будівельних конструкцій в умовах реконструкції та технічного переобладнання діючих підприємств потрібно проектувати з урахуванням таких факторів:

- виконання робіт у мінімальні терміни;
- урахування масовості (серійності) робіт з підсилення;
- максимального урахування на стадії проектування вимог технології та умов виконання робіт;
- уніфікація елементів підсилення і деталей з урахуванням відхилення розмірів підсилувальних конструкцій від проектних;
- урахування вартості зупинки виробництва, яка у більшості випадків значно перебільшує вартість матеріалів і виконання робіт з підсилення.

Тому на сучасному етапі розвитку нашої економіки, створення нових методик необхідних для інженерного вирішення питань розрахунку та конструювання підсилення металевих, залізобетонних й дерев'яних конструкцій будівель та споруд на поверхні шахт, є актуальною науковою задачею.

Цієї задачі можна досягти вирішенням таких актуальних проблем:

- удосконалення державної нормативної бази у сферах промислового будівництва;
- посилення впливу науки на вирішення питань контролю якості, експертизи проектів, сертифікації продукції будівельного комплексу;
- здійснення наукового супроводу потенційно небезпечних та особливо відповідальних будівельних об'єктів на всіх етапах їх використання.

Бібліографічний список

1. **Валовой О. І.** Эффективные методы реконструкции промышленных зданий и инженерных сооружений.- Кривий Ріг: Мінерал. 2003. – 270с.
2. Реконструкция зданий и сооружений/А. Л. Шагин, Ю. Б. Бондаренко, Д. Ф. Гончаренко, **В. Б. Гончаров**; Под ред. А. Л. Шагина: Учеб. Пособие для строит. спец. вузов. – М.: Высш. шк., 1991. – 352с.
3. Стальные конструкции производственных зданий: Справочник/А. А. Нилов, В. А. Пермяков, **А. Я. Прицкер**. – К.: Будівельник, 1986. – 272с.

УДК 62-72

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ КИНЕМАТИЧЕСКОЙ СХЕМЫ СЕКЦИИ КРЕПИ «ЮРМАШ 14/28»

Ефременков А.Б., Блащук М.Ю. Юргинский технологический институт (филиал)Томского политехнического университета, Юрга, Россия

Управление горным давлением определяется двумя факторами: обеспечением необходимого сопротивления кровли и поддержанием и сохранением непосредственной кровли для уменьшения ее расслоения и предотвращения вывалов в призабойном пространстве. Для решения этих вопросов необходимо рассматривать процессы, происходящие в окружающем горном массиве.

Распределение опорного давления впереди подвигающегося забоя [1] характеризуется нестабильностью и динамичностью протекающих процессов. Динамичный характер перераспределения напряжений впереди очистного забоя, как правило, приводят не к отжиму угля, а к обжиму краевой части пласта. Вследствие выемки угля в призабойном пространстве лав, имеют место пластические деформации пород с разрывом сплошности.

Мощность пласта m при этом уменьшается на $\Delta h = (\Delta h_k - \Delta h_n)$. Величина Δh зависит от мощности пласта, скорости продвижения забоя V , реакции крепи R и др. Во всех случаях при наличии в крепи слабых пород в зоне a с отставанием исполнительного органа выемочной машины на 15–20 м, визуально наблюдается образование трещины [2]. Глубина ее может достигать 1,5–2,0 м, а скорость зависти от кливажа пород. Пласт воздействует на породы кровли и почвы. Чтобы сохранить слой непосредственной кровли в равновесии, закономерность изменений опоры R должна быть аналогичной G_z (рис. 1).

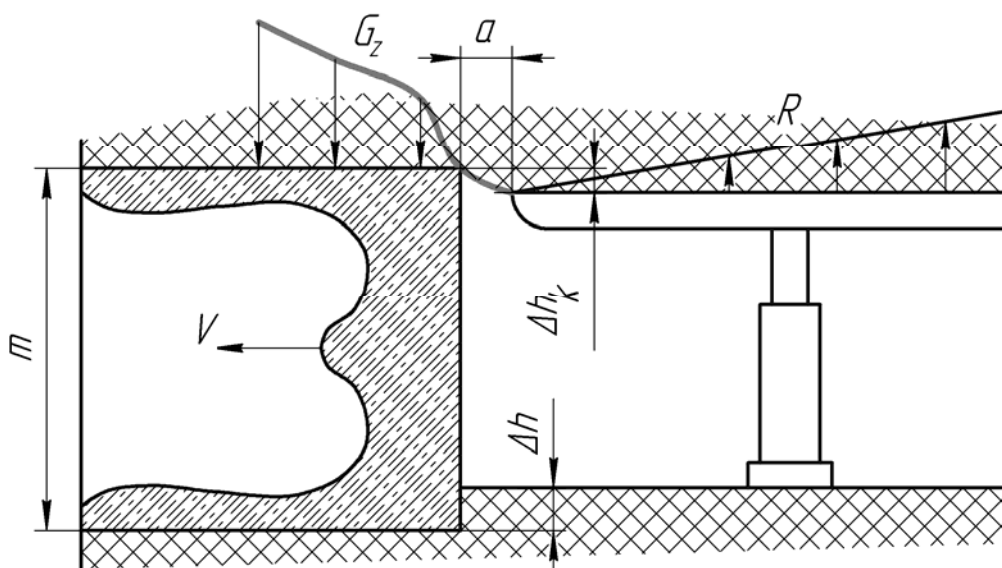


Рис. 1. Схема отжима пласта

При этом условии не будет противоречия природе процессов распределения горного давления вокруг очистного забоя. Однако абсолютные значения R не могут быть равными G_z , так как масса крепи всегда меньше покрывающих пород, поэтому осадка их неизбежна, а крепь должна быть податливой. Следовательно, реакции концов перекрытий всегда больше тех, которые размещены у выработанного пространства.

По мере продвижения очистного забоя, если непосредственная кровля состоит из прочного известняка или песчаника, мощностью, превышающей мощность угольного пласта, а природные линии кливажа и трещины хорошо развиты, они становятся плоскостями ослабления, вдоль которых массив пород деформируется. При дальнейшем продвижении очистного забоя массив пород непосредственной кровли в призабойном пространстве расчленяется наклонными трещинами вынужденного кливажа параллельно линии забоя на высокие блоки, которые перемещаясь вначале над перекрытием секции крепи, а затем и в выработанное пространство взаимно проседают образуя систему в виде полуарки, один конец которой поддерживается секциями механизированной крепи, а второй конец соприкасается с ранее обрушенным массивом пород или опускается на штыбовую подушку почвы угольного пласта [3]. В течение ненагруженного периода давление со стороны кровли на механизированную крепь не выражено. По мере увеличения ширины полуарки она обрушается с достаточно значительным пролетом, создавая периодически опасные нагрузки механизированной крепи [4]. Также вывалы могут образовываться со стороны забоя. Все это может привести к отклонению перекрытия от параллельности к основанию. Конструкцией крепи «ЮРМАШ 14/28» допускаются отклонения перекрытия в пределах 5° .

Но иногда этого отклонения недостаточно и тогда возникает поломка углового гидродомкрата, так как угловой гидродомкрат никак не увязан с более мощными стойкам, усилие которых разрывает его (рис. 2).

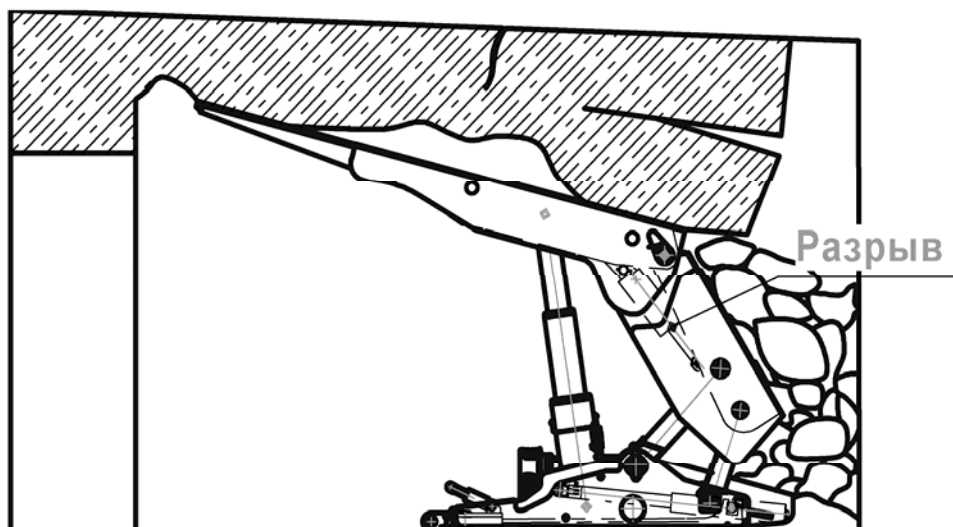


Рис. 2. Схема возникновения разрыва гидродомкрат

Это происходит вследствие того, что в призабойной части образуется вывал. Усилия гидростоек перекрытие распирается до того момента, пока перекрытие не упрется в кровлю. Если вывал слишком большой, то перекрытие может отклониться от основания на угол, больше предельного, вследствие чего, из-за конструктивных особенностей крепи, угловой гидродомкрат распирается так, что его поршень выходит из цилиндра и угловой гидродомкрат полностью выходит из строя. Для предотвращения возникновения описанного выше явления необходимо внести некоторые изменения в кинематическую схему секции крепи «ЮРМАШ 14/28» (рис. 3). Предлагаемая кинематическая схема секции крепи изображена на рисунке 4.

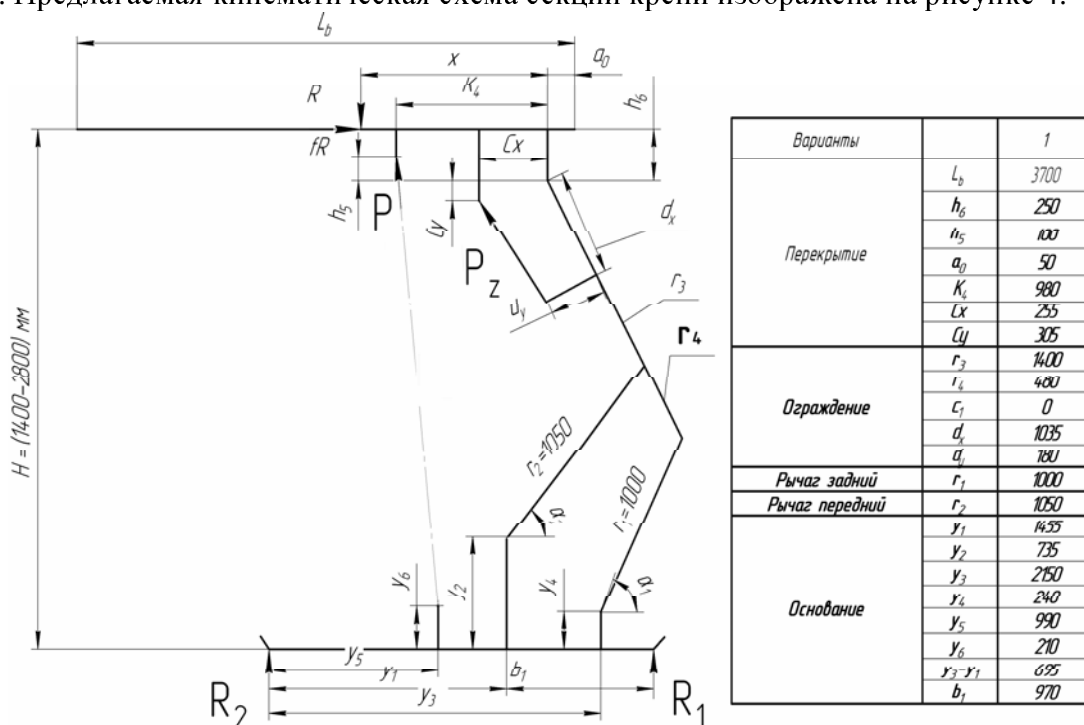


Рис. 3. Кинематическая схема секции крепи «ЮРМАШ 14/28»

Одной из основных характеристик механизированной крепи является ее сопротивление. При определении сопротивления секции крепи «ЮРМАШ 14/28» при начальном распоре при-

нимаются следующие допущения: крепь контактирует с кровлей в двух точках; элементы секции крепи являются абсолютно жесткими.

Традиционный метод расчета механизированных крепей в данном случае не подходит, так как гидростойка установлена вертикально, а, следовательно, линия приложения реактивной силы со стороны забоя будет совпадать с линией действия активной силы со стороны гидростоек. Обе эти силы будут прилагаться на расстоянии K_4 и равны по модулю. Так как стойка расположена вертикально, то не будут возникать силы трения со стороны забоя при опускании секции крепи, вследствие чего напряжения в рычагах возникать не будут. Все это не дает представления о том, как ведет себя секция крепи в забое.

Исходя из вышеизложенного, необходимо определить точку приложения силы со стороны кровли и ее значение, а также определить какая нагрузка будет на переднем рычаге. В предлагаемой конструкции передним рычагом является гидродомкрат, имеющий меньшее сопротивление, чем обычный рычаг.

Реактивная сила прикладывается на расстоянии равном $1/3$ длины перекрытия от шарнира соединения перекрытия с ограждением (рис. 4).

$$x = \frac{L_b}{3} = \frac{4000}{3} = 1300 \text{ мм}$$

Сопротивление секции крепи «ЮРМАШ 14/28» должно быть не менее 900 кН/м^2 . Площадь перекрытия определяется по формуле:

$$S_{\text{п}} = \frac{L_b \cdot b}{10000000} = \frac{4000 \cdot 1420}{10000000} = 5,68 \text{ м}^2$$

Сила действующая на перекрытие:

$$R = 900 \cdot S_{\text{п}} = 5112 \text{ кН}$$

С учетом коэффициента запаса равным 1,1:

$$R = 5112 \cdot 1,1 = 5623 \text{ кН}$$

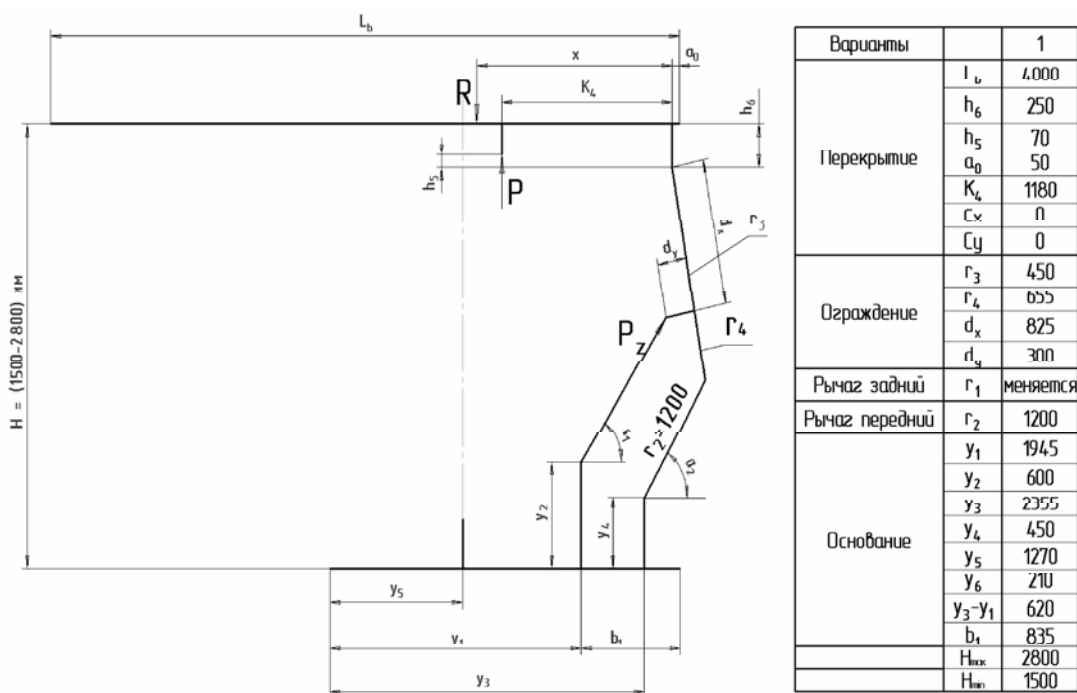


Рис. 4. Предлагаемая кинематическая схема секции крепи.

Далее необходимо определить усилия возникающие в секции крепи и ее элементах [5].

Для этого нужно расчлнить систему и рассмотреть по отдельности равновесие поддерживающей и оградительной частей крепи. Поддерживающая часть нагружена силой R и силой P , а также реакциями шарнира X_a и Y_a (рис. 5). Каждую стойку считаем невесомым жестким стержнем, шарнирно закрепленным по концам; усилие в стойке направлено по ее оси.

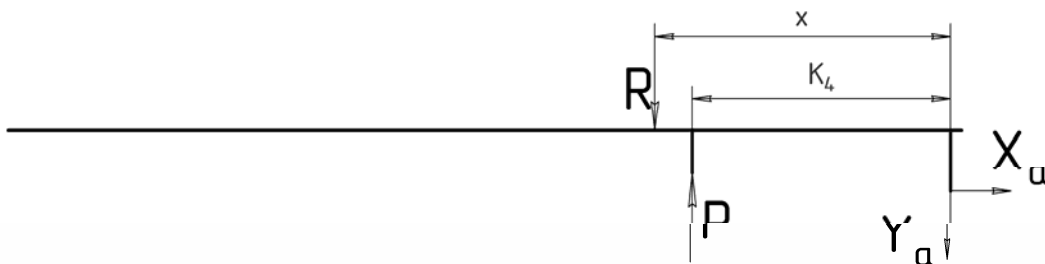


Рис. 5. Поддерживающая часть

Уравнения равновесия поддерживающей части крепи:

$$\sum Y = P - Y_a - R = 0,$$

где $P = 5938$ кН.

$$Y_a = -R + P = -5623 + 5938 = 315 \text{ кН}$$

Уравнения равновесия поддерживающей части (рис. 6):

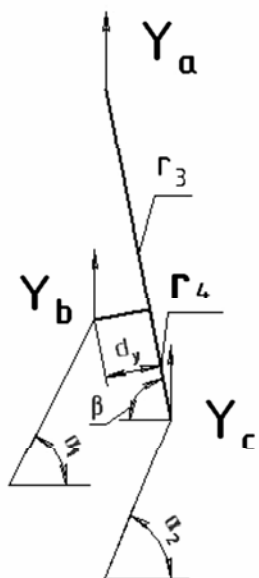


Рис. 6. Оградительная часть

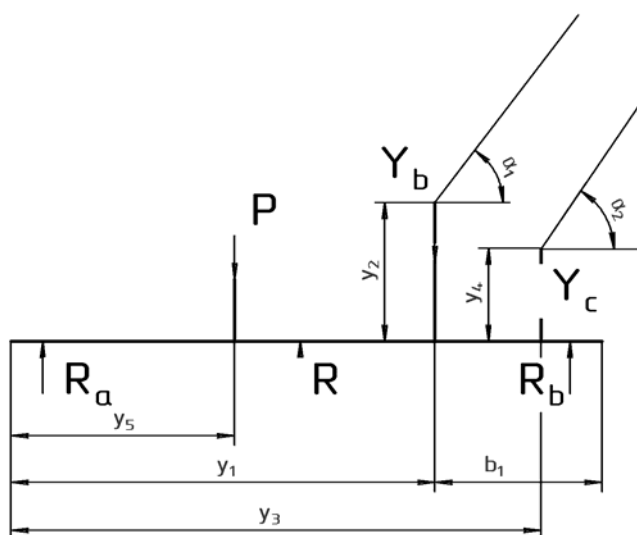


Рис. 7. Основание

$$\sum Y = Y_a + Y_b + Y_c = 0,$$

$$\sum M_D = -Y_a \cos(90 - \beta) \cdot d_y + Y_a \cdot r_3 \cdot \sin(90 - \beta) - Y_c \cdot r_4 \cdot \sin(90 - \beta) - Y_c \cdot d_y \cdot \cos(90 - \beta) = 0$$

$$Y_c = \frac{-Y_a \cos(90 - \beta) \cdot d_y + Y_a \cdot r_3 \cdot \sin(90 - \beta)}{r_4 \sin(90 - \beta) + d_y \cos(90 - \beta)} =$$

$$= \frac{-315 \cdot \cos(90 - 62,52) \cdot 300 + 315 \cdot 450 \cdot \sin(90 - 62,52)}{655 \cdot \sin(90 - 62,52) + 300 \cdot \cos(90 - 62,52)} = 32,50 \text{ кН}$$

$$Y_b = -Y_a - Y_c = -315 + 32,5 = -282,5 \text{ кН}$$

Усилия на растяжения действующие в рычагах:

$$N_1 = Y_b \cdot \arcsin \alpha_1 = -282,5 \cdot \arcsin 67,39^\circ = -306,09 \text{ кН},$$

$$N_2 = Y_c \cdot \arcsin \alpha_2 = -32,5 \cdot \arcsin 63,66^\circ = -36,28 \text{ кН}$$

Силы, действующие на основание (рис. 7):

$$\Sigma X = -P - Y_b - Y_c + R = 0$$

$$R = P + Y_b + Y_c = 5938 - 282,5 - 32,5 = 5623 \text{ кН},$$

$$\Sigma M_o = Y_b \cdot (y_3 - y_1) - P \cdot (y_3 - y_5) + R \cdot x = 0$$

$$x = \frac{-Y_b \cdot (y_3 - y_1) + P \cdot (y_3 - y_5)}{R} = \frac{282,5 \cdot (2355 - 1945) + 5938 \cdot (2355 - 1270)}{5623} = 1125 \text{ мм}$$

На рис. 8 и рис. 9 представлены зависимости усилий в элементах секции крепи от высоты раздвижности.

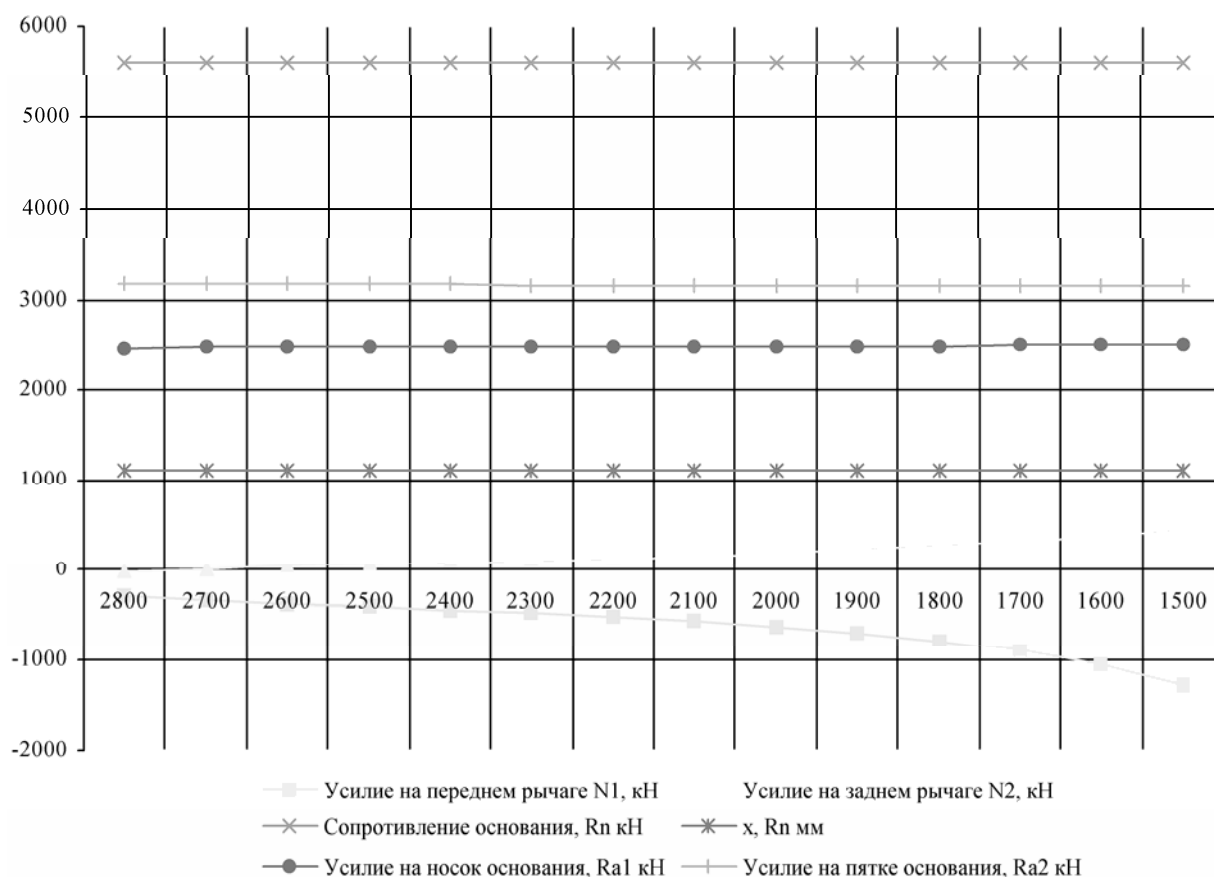


Рис. 8. Графики изменения усилий в зависимости от высоты раздвижности измененной секции крепи

Таким образом усилие на переднем рычаге N1, которым является угловой гидродомкрат, будет гораздо меньше, вследствие чего, возможно управлять углом отклонения перекрытия. Также заметно падает усилие на заднем рычаге. Так как лемниската секции близка к вертикальной, то на всем диапазоне действия секции крепи гидростойки будут стоять практически перпендикулярно к основанию и перекрытию, а следовательно КПД стоек будет приближаться к 100 %, и на любой высоте секция будет иметь одинаковое сопротивление. Сопротивление же секции крепи «Юрмаш 14/28» с уменьшением высоты заметно падает (рис. 9).

Также преимуществом предлагаемой конструкции является возможность производства данной секции с незначительными изменениями для нескольких шахт, имеющих разную мощность пласта, что значительно уменьшает время проектирования и переналадки производства.

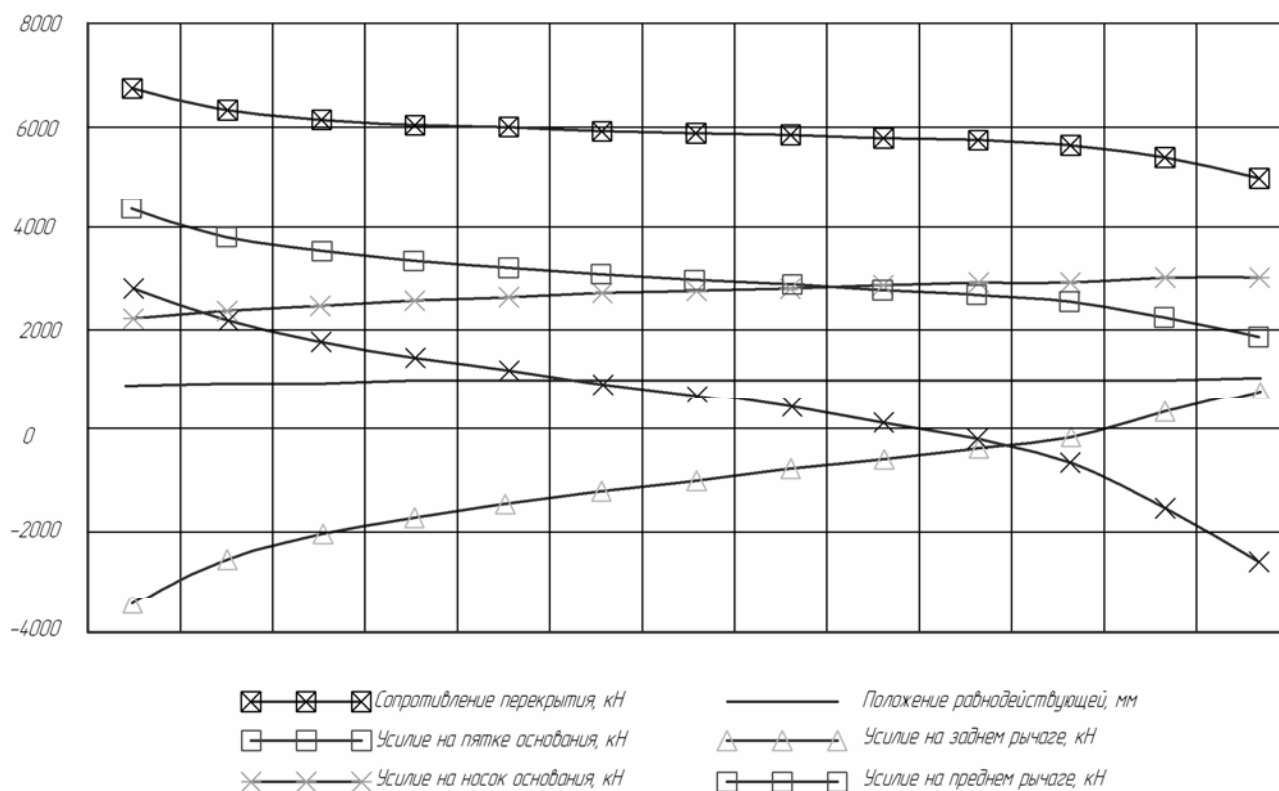


Рисунок 9. Графики изменения усилий в секции крепи «ЮРМАШ 14/28»

Библиографический список

1. **Кияшко И.А., Овчинников Н.П.** О некоторых закономерностях проявления горного давления в очистных забоях шахт Западного Донбасса. Уголь Украины. – 1976. – №3. – С. 14–16.
2. **Кияшко И.А.**, Взаимодействие механизированных крепей с боковыми породами. М.: Недра, 1990. – 400 с.
3. **Коровкин Ю.А.** Механизированные крепи очистных забоев. М.: Недра, 1990. – 413 с.
4. **Якоби О.** Практика управления горным давлением. М.: Недра, 1987. – 566 с.
5. **Коршунов А.Н., Александров Б.А., Нестеров В.И.** Расчет механизированных крепей. Учебное пособие по курсу «Проектирование и конструирование горных машин и комплексов» Кемерово: Типография КузГТУ, 1978. – 117 с.
6. **Хорин В.М.** расчет и конструирование механизированных крепей. М.: Недра, 1988. – 244 с.

УДК 622-232

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СПОСОБА ПОДАЧИ РАБОЧЕЙ ЖИДКОСТИ К МЕХАНИЗИРОВАННОМУ КОМПЛЕКСУ

Бурков П.В, Сапожкова А.В. Юргинский технологический институт (филиал) Томского политехнического университета, Юрга, Россия

В настоящее время ТЭК является важнейшей основой экономической и социальной стабилизации государства. На базе Юргинского машзавода по инициативе губернатора А.Г. Тулеева создан центр угольного машиностроения. ООО «Юргинский машзавод» серийно выпускает полный набор оборудования для очистных механизированных комплексов преимущественно собственных разработок.

Переход угледобывающих предприятий на работу по принципу шахта–лава и необходимость обеспечения среднесуточной добычи не менее 10–15 тысяч тонн угля и ряд других факторов требуют выпуска и принятия горно-шахтного оборудования нового технического уровня,

обладающего как высокой производительностью, так и, в первую очередь, высокой надежностью и безопасностью [1, 2].

Целью данной работы являются совершенствованные способы подачи рабочей жидкости к механизированному комплексу.

Подача рабочей жидкости происходит в условиях шахтной метано-воздушной атмосферы с большой влажностью и запыленностью воздуха, недостаточной освещенностью в стесненном рабочем пространстве.

Давление рабочей жидкости в трубопроводе от 32 МПа.

Центральная насосная станция располагается в помещении с достаточной освещенностью и допустимой влажностью, поэтому срок службы данной станции выше на 50% чем у станции расположенной в штреке [3].

Силовое гидрооборудование ООО «Юргинский машзавод» по качеству изготовления отвечает требованиям, предъявляемым передовым производителям силовой гидравлики за счет применения:

- Высокоточных и высокопрочных трубных заготовок;
- Современной автоматизированной сварки, как под слоем флюса, так и в среде смеси защитных газов;
- Цилиндры силовой гидравлики имеют хромирование внутреннего диаметра с обеспечением необходимой шероховатости;
- Штоки силовой гидравлики имеют двухслойное хромирование с обеспечением необходимой шероховатости;
- Гидроиспытания силовой гидравлики ведутся на стендах, обеспечивающих проверку всех необходимых параметров в соответствии с европейскими стандартами.

Кроме того, провисание рукавов высокого давления в зоне кабелеукладчика комбайна исключается применением трубопроводов, закрепленных на раме канала для подвода рабочей жидкости и гидроцилиндров.

При монтаже шахты «Южная» в связи с некоторыми сложившимися условиями возник вопрос о том, каким образом разместить насосную станцию на поверхности шахты на расстоянии от забоя 2500 м. При традиционном способе подачи рабочей жидкости к забою (гибкие рукава) возникает ряд недопустимых факторов:

- высокая потеря давления;
- большое количество рукавов DN 50;
- трудоемкость при размещении и демонтаже рукавов по мере подвигания забоя.

Для избежания данных трудностей, предлагается использовать магистраль, основанную из трубопровода, выдерживающая высокое давление (рис. 1).

Данная магистраль состоит из:

- двух насосных станций (рабочая и резервная);
- двух фильтрующих станций (рабочая и резервная);
- напорного трубопровода;
- обратного трубопровода.

В забое так же располагаются трубопроводы напорный и обратный, которые крепятся к конвейеру с помощью цепей. Подвод рабочей жидкости к механизированным крепям возможен несколькими способами: без тройника, с одним тройником, с тремя тройниками и с пятью тройниками (рис. 2)

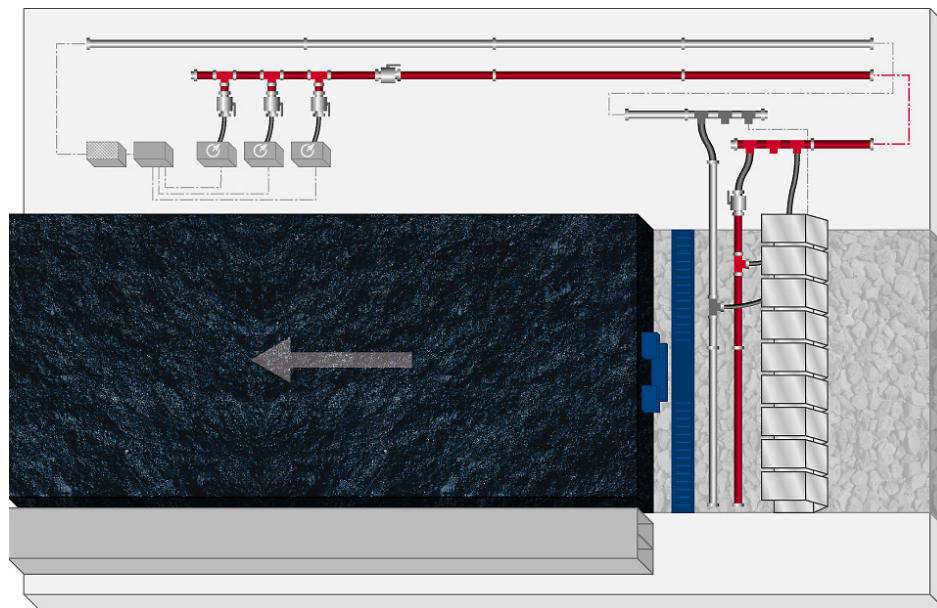


Рис. 1. Расположение магистрали в лаве

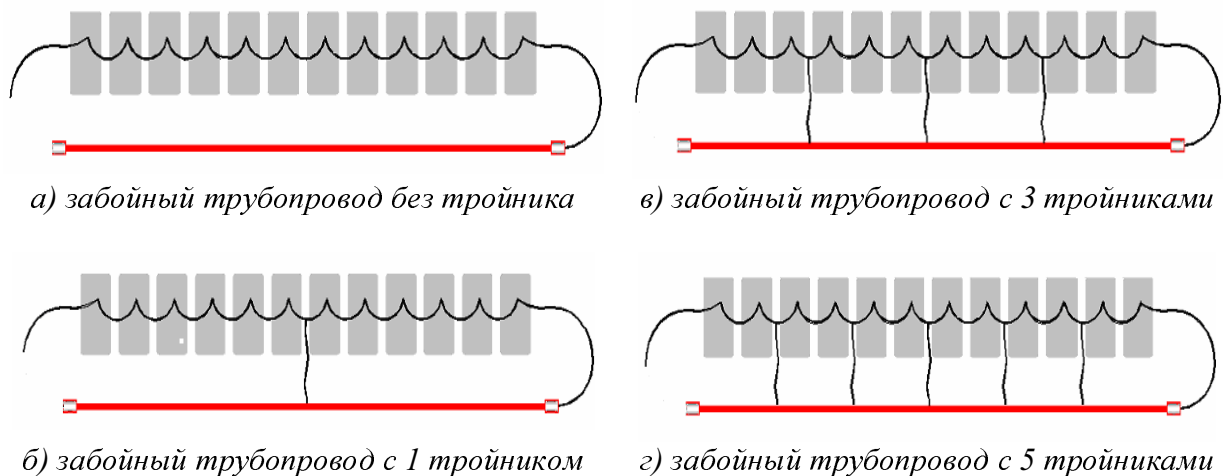


Рис. 2. Способы подвода рабочей жидкости к механизированным крепям

При применении различных способов наблюдается и разная потеря давления (рис. 3).

Насосные и фильтрующие станции расположены на поверхности шахты, что приводит к ряду положительных факторов:

- более длительный срок службы насосов (до 50%);
- отсутствие монтажных насосов;
- более простая эксплуатация;
- для обслуживания данных станций достаточно 1–2 человека.

Насосные и фильтрующие станции связаны между собой и с напорным трубопроводом, поэтому в случае выхода из строя одного из агрегатов его можно заменить другим. Для одновременной наработки часов агрегаты работают посменно, а так же в случае необходимости более высокого давления в магистрали могут работать одновременно несколько насосов.

Напорные и обратные трубопроводы состоят из труб различных длин и необходимой арматуры: подводы, разветвители, шланги, колени труб от 15° – 90°, переходники, муфты, шаровые краны. Имеющийся ранее способ соединения труб фланцами не удобен, так как его габаритные размеры намного больше и больше по весу, а также имеется более трудоемкий монтаж данных труб. Для соединения трубопроводов предлагается новый, более удобный в эксплуатации способ стыковки труб и различной арматуры. Данный способ основан на соединении труб с помощью резьбовой гайки (рис. 4).

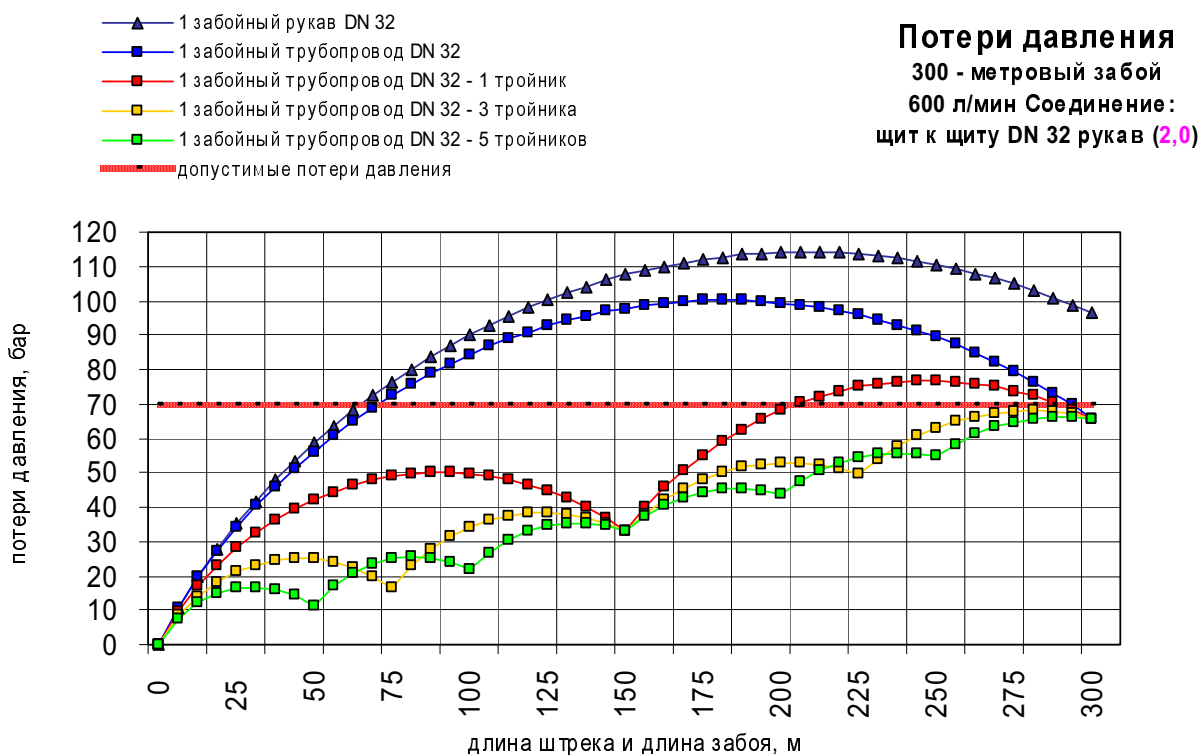


Рис. 3. График потерь давления



Рис. 4. Резьбовое соединение труб

При применении трубопроводов DN 50 потери давления в 2 раза ниже, чем при применении рукавов DN 50 и в 2,5 раза при применении трубопроводов DN 60 (рис. 5).

Центральная насосная станция располагается в отдельном помещении, что также обеспечивает ряд положительных факторов:

- более длительный срок службы насосов (до 50 %);
- отсутствие монтажных насосов;
- насосная станция может быть расположена за пределами шахты;
- более простая эксплуатация;
- возможность подключения дополнительной магистрали для соседнего забоя.

Таким образом, предлагаемый способ подачи рабочей жидкости обладает следующими преимуществами по сравнению с подводом с помощью рукавов высокого давления:

при применении рукавов складывается ряд проблем:

- размещение большого количества рукавов в штреке, вместо 3 труб – 7 рукавов;

- износостойкость рукавов ниже, чем у труб;
- высокие потери давления;
- при продвижении забоя возникает проблема демонтажа рукавов, из-за их большого количества.

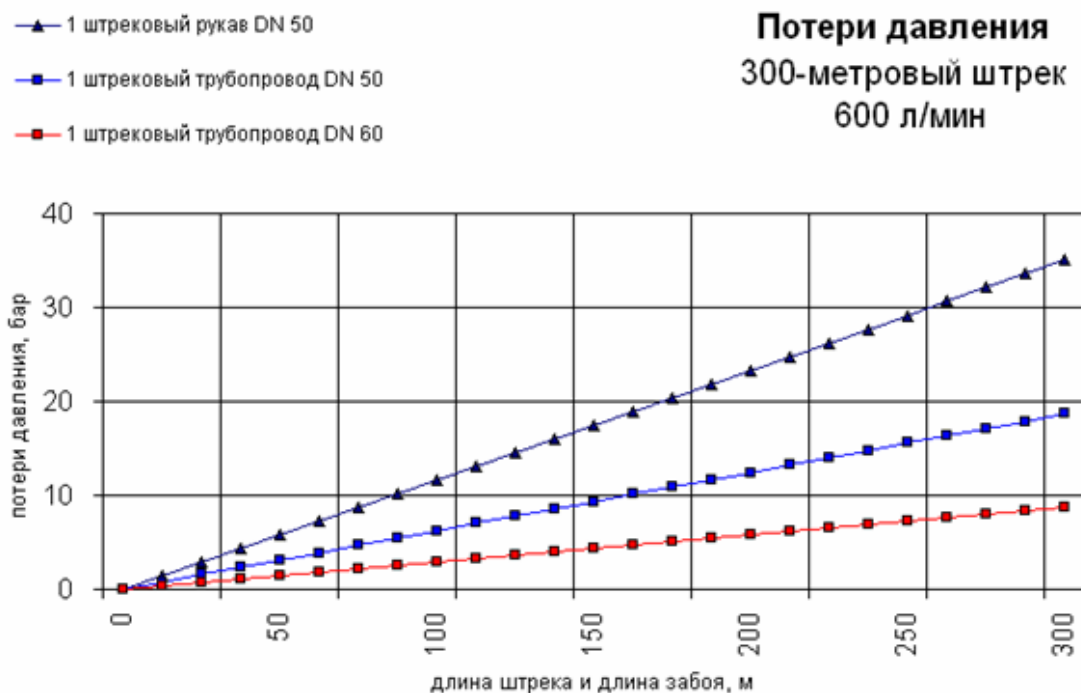


Рис. 5. Потери давления

При применении системы подачи рабочей жидкости с помощью «гибкого» трубопровода:

- легкий и быстрый монтаж и демонтаж;
- более высокий уровень безопасности;
- снижение потерь давления;
- высокая герметичность;
- длительный срок службы и универсальность;
- стабильная подача высокого давления.

Библиографический список

1. **Мышляев, Б. К.** Перспективные направления создания очистной техники / Б. К. Мышляев. // Горный журнал. 2003. – №3. – С.60–66
2. **Кондалов, М. С.** Компьютерная технология в оперативном управлении горным производством / М. С. Кондалов, Э. А. Трахтенгерц, В. Е. Юрченко // Горный журнал. 2003. – № 1. – С. 61–65
3. **Митусов, А. А.** Способы регулирования и настройки гидроприводов / А.А. Митусов // Горный журнал. 2003. – №3. – С. 70–73

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ ОБДЕЛОК ТОННЕЛЕЙ ПРОИЗВОЛЬНОГО ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ, СООРУЖАЕМЫХ ГОРНЫМ СПОСОБОМ ВБЛИЗИ СКЛОНОВ

Ю.С. Анциферова, ТулГУ, Тула, Россия

Рассматривается задача об определении напряженного состояния обделок тоннелей произвольного поперечного сечения, сооружаемых вблизи склонов, на действие собственного веса пород, внутреннего давления воды, действия веса зданий и сооружений на поверхности.

Разрабатываемый метод определения напряженного состояния обделок некруговых тоннелей, сооружаемых горным способом вблизи склонов, основан на современных представлениях механики подземных сооружений о взаимодействии подземной конструкции и окружающего массива пород как элементов единой деформируемой системы.

Для определения напряжений в обделке тоннеля рассматриваются плоские контактные задачи теории упругости для некругового кольца, подкрепляющего отверстие в линейно-деформируемой однородной изотропной полубесконечной среде. Общая расчетная схема представлена на рис. 1.

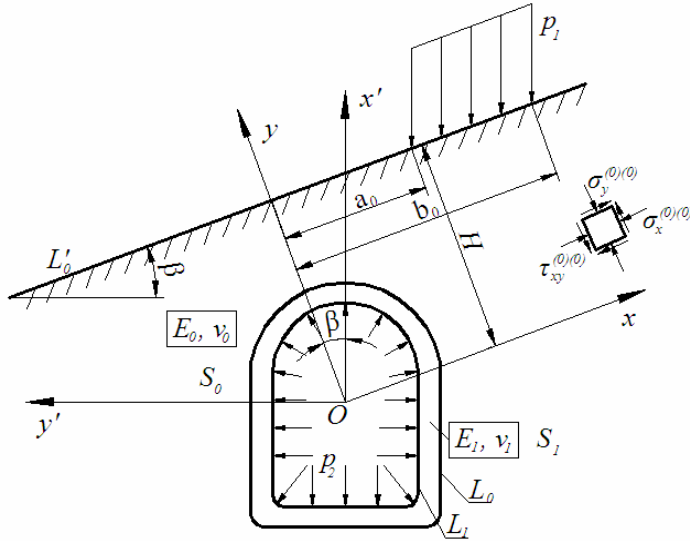


Рис. 1. Расчетная схема

Здесь однородная полубесконечная линейно-деформируемая среда S_0 , ограниченная прямой L'_0 , наклоненной под углом β к горизонтали, и ослабленная отверстием L_0 , подкрепленным однослойным кольцом S_1 , моделирует горный массив, механические свойства которого характеризуются модулем деформации E_0 и коэффициентом Пуассона ν_0 . Некруговое кольцо S_1 с внутренним контуром L_1 , выполненное из материала с модулем деформации E_1 и коэффициентом Пуассона ν_1 , моделирует обделку тоннеля. Полагается, что окружность, описанная вокруг наружного контура L_0 , не пересекает границы полуплоскости L'_0 , моделирующей горный склон. Среда S_0 и кольцо S_1 деформируются совместно, то есть на линии контакта L_0 выполняются условия непрерывности векторов смещений и полных напряжений. Прямая L'_0 нагружена на участке $a_0 \leq R \leq b_0$ равномерно распределенной нагрузкой интенсивностью p_2 . Внутренний контур L_1 нагружен линейно изменяющейся по высоте нагрузкой p_1 .

Действие собственного веса пород (задача 1) моделируется наличием в среде S_0 начальных напряжений, определяющихся по формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_x^{(0)(0)} &= -\lambda \gamma \alpha^* (H - y) \cos \beta, \\ \sigma_y^{(0)(0)} &= -\gamma \alpha^* (H - y) \cos \beta, \\ \tau_{xy}^{(0)(0)} &= -\gamma \alpha^* (H - y) \sin \beta, \end{aligned} \quad (1)$$

где γ - удельный вес пород, H - глубина заложения тоннеля, отсчитываемая от начала координат, выбираемого в центре окружности, описанной вокруг контура L_1 , $\lambda = \frac{\sigma_x^{(0)(0)}}{\sigma_y^{(0)(0)}}$ - отношение начальных напряжений в ненарушенном массиве пород.

Полные напряжения $\sigma_x^{(0)*}, \sigma_y^{(0)*}, \tau_{xy}^{(0)*}$ в среде S_0 представляются в виде сумм начальных напряжений (1) и дополнительных напряжений, обусловленных наличием отверстия $\sigma_x^{(0)}, \sigma_y^{(0)}, \tau_{xy}^{(0)}$:

$$\sigma_x^{(0)*} = \sigma_x^{(0)(0)} + \sigma_x^{(0)}; \sigma_y^{(0)*} = \sigma_y^{(0)(0)} + \sigma_y^{(0)}; \tau_{xy}^{(0)*} = \tau_{xy}^{(0)(0)} + \tau_{xy}^{(0)}.$$

Смещения рассматриваются только дополнительные.

Действие веса зданий и сооружений на поверхности (задача 2) моделируется наличием на участках $a_0 \leq x \leq b_0$ прямолинейной границы L'_0 ($y = H$) равномерно распределенной нагрузки интенсивностью p_1 .

Действие внутреннего давления воды, заполняющей тоннель (задача 3), моделируется наличием на внутреннем контуре кольца L_1 нормальной нагрузки p_2 , распределенной по закону:

$$p_2 = p_0 + \gamma_w(H_w - y),$$

где p_0 – внутренний напор, H_w – уровень воды, отсчитываемый от начала координат, м ($H_w < H_0$, H_0 – ордината верхней точки контура L_0), γ_w – удельный вес жидкости.

В общем случае граничные условия сформулированных задач запишутся следующим образом:

- на прямолинейной границе полуплоскости L'_0

$$\sigma_y^{(0)*} = 0, \tau_{xy}^{(0)*} = 0 \text{ в задаче 1, 3;}$$

$$\sigma_y^{(0)*} = \begin{cases} -P \cos \beta & \text{при } a_0 \leq t \leq b_0 \\ 0 & \text{при } t \leq a_0 \text{ и } t \geq b_0 \end{cases}, \tau_{xy}^{(0)*} = \begin{cases} -P \sin \beta & \text{при } a_0 \leq t \leq b_0 \\ 0 & \text{при } t \leq a_0 \text{ и } t \geq b_0 \end{cases} \text{ в задаче 2;}$$

- на контуре L_0

$$\begin{cases} \sigma_\rho^{(1)*} = \sigma_\rho^{(0)*}, \tau_{\rho\theta}^{(1)*} = \tau_{\rho\theta}^{(0)*}, \\ u_x^{(1)} = u_x^{(0)}, u_y^{(1)} = u_y^{(0)}; \end{cases}$$

- на контуре L_1

$$\sigma_\rho^{(1)*} = 0, \tau_{\rho\theta}^{(1)*} = 0 \text{ в задаче 1, 2;}$$

$$\sigma_\rho^{(1)*} = \begin{cases} 0 & \text{в задаче 3.} \\ -p_0 - \gamma_w(H_w - y) \end{cases}$$

Здесь $\sigma_y^{(0)*}, \tau_{xy}^{(0)*}$ – полные напряжения в среде S_0 в декартовых координатах, $\sigma_\rho^{(1)*}, \tau_{\rho\theta}^{(1)*}$ – полные напряжения в области S_1 в криволинейных координатах, связанных с конформным отображением внешности единичной окружности на внешность контура L_1 ; $u_x^{(j)}, u_y^{(j)}$ – горизонтальные и вертикальные смещения точек областей S_j ($j = 0, 1$).

Для реализации сформулированной математической модели и построения метода расчета обделок тоннелей на действие собственного веса пород, внутреннего напора и нагрузки на поверхности необходимо получить решения указанных задач теории упругости для однослойного кольца произвольной формы, подкрепляющего отверстие в линейно-деформируемой среде при описанных выше граничных условиях.

При решении указанных задач используется аналитическое продолжение комплексных потенциалов Колосова-Мухелишвили, регулярных в полуплоскости вне отверстия, через прямолинейную границу полуплоскости, предложенное И.Г. Арамановичем, аппарата конформных отображений и комплексных рядов, а также методика, предложенная Н.Н. Фотиевой, позволяющая свести решение рассматриваемых задач к итерационному процессу, при котором в каждом приближении используется решение соответствующих задач для однослойного некругового кольца, подкрепляющего отверстие в полной плоскости, при граничных условиях, содержащих некоторые дополнительные слагаемые, отражающие влияние прямолинейной границы полуплоскости и представляемые в виде рядов Лорана, коэффициенты которых в нулевом приближении полагаются равными нулю, а затем уточняются на основе предыдущих итераций.

Полученное решение реализовано в виде комплекса компьютерных программ.

ИННОВАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ АРМИРОВАНИЯ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Доц. Прокопов А.Ю., ШИ ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия, проф. Левит В.В., проф. Борщевский С.В., студ. Старченко Н.С., ДонНТУ, Донецк, Украина

В горнодобывающей промышленности России в настоящее время наибольшее распространение получила жесткая армировка с расстрелами балочного типа, ее доля составляет около 75%, а с учетом жесткой смешанной армировки (металлические расстрелы и деревянные проводники) – около 80%. Это связано, прежде всего, с традиционным подходом в проектировании армировок стволов и накопленным богатым опытом в строительстве и эксплуатации жестких многорасстрельных армировок, которые считаются наиболее проверенными и надежными.

С увеличением интенсивности подъемов, и как следствие, повышением эксплуатационных нагрузок на армировку наблюдалось значительное увеличение металлоемкости конструкций. Кроме того, применяемые технические решения имеют ряд других существенных недостатков: поперечное сечение стволов загромождено расстрелами, часто располагающимися в центральной части, что затрудняет спуск длинномерных материалов и крупногабаритного оборудования в шахту и вызывает дополнительные затраты на проветривание; имеет место высокая трудоемкость монтажа и изготовления элементов армировки, в связи с чем средние темпы работ по возведению армировки стволов на протяжении ряда лет практически не увеличиваются (и составляют 150-200 м/мес.), зачастую не достигая нормативных (300 м/мес.). Это приводит к тому, что при трудоемкости армирования в 6-10 раз меньшей, чем остальное сооружение ствола, затраты времени на армирование занимают иногда до 20% от продолжительности строительства.

С прогнозируемым увеличением скоростей подъема до 20 м/с, концевых нагрузок до 100 т, глубины и диаметра стволов следует ожидать значительного возрастания влияния статических нагрузок от собственного веса конструкции армировки и временных нагрузок, связанных с аэродинамическими воздействиями на подъемные сосуды, эксцентриситетом загрузки сосудов, качеством монтажа конструкций, заделки концов расстрелов в крепь, влияния активного горного давления, а также увеличение металлоемкости и аэродинамического сопротивления стволов.

Поэтому проблема совершенствования жесткой армировки в целях поиска и обоснования новых инновационных решений, обеспечивающих надежную работу современных подъемных установок, является актуальной.

Выполненный анализ показал, что для достижения прогнозируемых скоростей подъема и концевых нагрузок необходимо увеличить среднюю жесткость системы армировки или снизить эксплуатационные горизонтальные нагрузки. Эти выводы определили современные тенденции в конструировании жесткой армировки. Существуют два направления в конструировании:

- увеличение жесткости применяемых профилей для проводников и расстрелов при сохранении конструкций ярусов;
- разработка принципиально новых конструктивных решений армировки.

В настоящее время в отечественной горнодобывающей промышленности реализовано первое направление: замена рельсовых проводников и двутавровых расстрелов коробчатыми профилями; внедрение роликовых направляющих сосудов вместо лап скольжения и др. Следует считать, что дальнейшее развитие этого направления исчерпано.

Ко второму направлению следует **инновационные** технологии армирования, включающие:

1. *Крепление элементов армировки на анкерах.* Этот способ внедряется в практику армирования стволов в России и Украине с конца 80-х гг. XX в. Перспективными являются податливые, регулируемые и ремонтпригодные узлы анкерного крепления, одним из примеров которого может служить запатентованная конструкция [1].

2. *Создание безрасстрельных (консольных, консольно-распорных) схем и конструкций армировки.* Внедрение этих схем позволит значительно снизить металлоемкость конструкции, трудоемкость монтажа, аэродинамическое сопротивление ствола и др. Зарубежный опыт использования таких схем известен с 60-х гг. XX в., в России широкого распространения безрасстрельные арми-

ровки пока не получили. Одним из направлений дальнейшего совершенствования безрасстрельных армировок может служить анкерно-консольные конструкции, предусматривающие крепление проводников посредством опорных плит и анкерных консолей непосредственно к крепи ствола [2].

3. *Разработка блочной армировки.* С целью повышения темпов армирования с помощью крупноблочного монтажа армировки разработаны ряд схем и конструкций армировки с блоками-расстрелами [3]. Такие конструкции обладают значительно большей жесткостью и несущей способностью по сравнению с консольными и конольно-распорными, поэтому могут применяться в скиповых стволах с высокой интенсивностью подъема.

4. *Создание систем, исключаящих периодическое изменение жесткости армировки.* Примером такой армировки может служить конструкция с использованием демпферного проводника, обеспечивающего постоянство жесткости конструкции как на ярусах, так и между ними [4]. Развитием этого решения являются конструкции безрасстрельных армировок с использованием демпферных проводников [5].

5. *Разработка конструкций для участков активно деформирующегося породного массива.* Наряду с использованием различных узлов осевой и радиальной податливости крепи и армировки к таким конструкциям следует отнести пространственные армировки с опиранием выше и ниже участка деформирующегося массива [6]. Такие армировки находят применение в зарубежной практике [7].

Перечисленные инновационные технологии армирования призваны обеспечить надежную, долговременную эксплуатацию высокопроизводительных подъемов, в любых горно-геологических условиях.

Библиографический список

1. Патент **2247246 РФ**, М. С1 Е 21 D 5/12. Ремонтпригодный податливый узел крепления расстрела/ А.Ю. Прокопов, Р.О. Саакян, П.А. Павлинов – 2003133050/03; Заявлено 11.11.2003; Оpubл. 27.02.2005. Бюл. №6. – 7 с.

2. Патент **№2232274 РФ**. МКИ 7E 21 D 7/02. Безрасстрельная армировка вертикального шахтного ствола/ А.Ю. Прокопов, М.С. Плешко. – Оpubл. 10.07.2004. Бюл. № 19. – 8 с.

3. Левит В.В., Ягодкин Ф.И., Будник А.В. Безрасстрельные конструкции армировки с жесткими проводниками – Обзорная информация ЦНИИЭИуголь – М., 1993. – 20 с.

4. Пильч Ю.Б., Ягодкин Ф.И. Проводник для подъемного сосуда. А.с. 1221369 СССР МКИ Е 21 D 7/02/. Оpubл. 30.03.86. Бюл. №12.

5. Прокопов А.Ю., Страданченко С.Г., Плешко М.С. Новые решения в проектировании жесткой армировки вертикальных стволов/ Под. общ. ред. А.Ю. Прокопова. – Ростов н/Д: Изд-во журн. «Изв. вузов. Сев.-Кавк. регион», 2005. – 216 с.

6. Страданченко С.Г. Моделирование и промышленное применение пространственных конструкций армировки стволов на участках деформирующегося породного массива// Горный информационно-аналитический бюллетень – М.: МГГУ, 2005. – №10. – С. 98–104.

7. Новик Е.Б., Левит В.В., Ильяшов М.А. Опыт сооружения вертикальных стволов в ЮАР. – Киев: Техніка, 2004. – 64 с.

ЗАВИСИМОСТЬ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОБДЕЛОК ПАРАЛЛЕЛЬНЫХ ТОННЕЛЕЙ НЕКРУГОВОГО ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ В ТЕКТЕНИЧЕСКИ АКТИВНОМ МАССИВЕ ПОРОД ОТ ОСНОВНЫХ ВЛИЯЮЩИХ ФАКТОРОВ

Асп. Владова В.В., ТулГУ, г. Тула, Россия

Научный руководитель: Фотиева Н.Н., д.т.н., проф.

В Тульском государственном университете разработан новый метод расчета обделок глубоких параллельных взаимовлияющих тоннелей на действие тектонических сил [1]. Метод расчета основан на математическом моделировании взаимодействия подземных конструкций и окружающего массива пород как элементов единой деформируемой системы и на аналитическом решении плоской задачи теории упругости для бесконечной линейно-деформируемой сре-

ды, моделирующей массив пород, ослабленной конечным числом некруговых отверстий, подкрепленных кольцами, моделирующими обделки тоннелей. Действие тектонических сил в массиве пород моделируется наличием в среде начальных напряжений, главные оси которых могут быть наклонены под произвольным углом α к вертикали и горизонтали. Поставленная задача решена с использованием теории аналитических функций комплексного переменного [2], некоторой модификации [3] метода Д.И. Шермана применительно к рассмотрению многосвязных кусочно-однородных областей, аппарата конформных отображений и комплексных рядов.

Данный метод расчета реализован в виде компьютерной программы на языке Compaq Visual Fortran 6.5, которая позволяет выполнять многовариантные расчеты параллельных некруговых тоннелей (с одной осью симметрии), расположенных в тектонически активном массиве пород, с учетом их взаимного влияния. Область применения разработанного метода расчета ограничена требованием, чтобы окружности, описанные вокруг наружных контуров колец, моделирующих обделки, не пересекались и не касались друг друга.

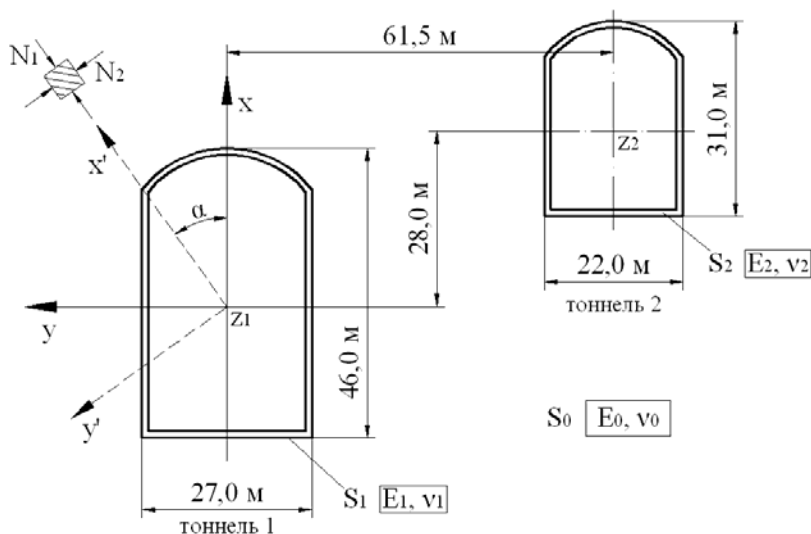


Рис. 1. Поперечное сечение комплекса тоннелей

Ниже приведены результаты расчета комплекса двух параллельных тоннелей с использованием данного метода. Тоннели, имеющие корытообразные сечения с пологим сводом (рис. 1), пройдены в очень крепких скальных породах с модулем деформации $E_0 = 90600$ МПа, коэффициентом Пуассона $\nu_0 = 0,3$ и удельным весом $\gamma_0 = 0,028$ МН/м³.

Обделки тоннелей выполнены из бетона с деформационными характеристиками $E_1 = E_2 = 30000$ МПа и $\nu_1 = \nu_2 = 0,2$. Считается, что тоннели проводятся одновременно, а обделки возводятся с одинаковым относительным отставанием от забоя, т.е. $l_{0,1} / R_1 = l_{0,2} / R_2$, где $l_{0,m}$ - отставание от забоя, R_m - средний радиус наружного контура ($m = 1, 2$). Влияние расстояний $l_{0,m}$ учитывается введением в результаты расчета корректирующих множителей $\alpha_1^* = \alpha_2^* = \alpha^*$.

На рис. 2 приведены эпюры нормальных тангенциальных напряжений $\sigma_{\theta}^{(in)} / \alpha^*$ на внутренних контурах поперечных сечений обделок от действия тектонических сил при угле наклона главного напряжения N_1 к вертикали $\alpha = 20^\circ$. Значения главных напряжений $N_1 = 2,9$ МПа, $N_2 = 8,8$ МПа. Для сравнения пунктирными линиями показаны эпюры напряжений в обделках одиночных тоннелей (соответствующие значения даны в скобках).

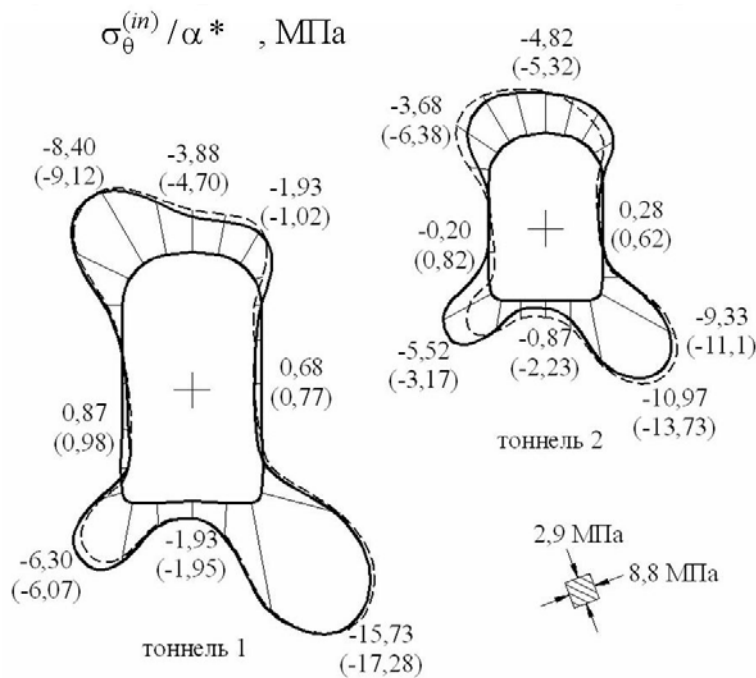


Рис. 2. Напряжения в обделках тоннелей при $\alpha = 20^\circ$

Из рис. 2 видно, что максимальные сжимающие напряжения на внутренних контурах обделок возникают в местах сопряжения правых стенок обделок с лотками, а растягивающие напряжения появляются в стенках обделок.

Поскольку максимальные по величине напряжения возникают, как правило, на внутреннем контуре поперечного сечения обделки, далее приводятся результаты исследования зависимостей экстремальных нормальных тангенциальных напряжений $\sigma_{\theta \text{extr}}^{(in)} / N_1 \alpha^*$ на внутренних контурах поперечных сечений обделок соответствующих тоннелей от следующих влияющих факторов:

- от угла наклона α главных осей начальных напряжений к вертикали и горизонтали (рис.3);

- от отношения главных напряжений в ненарушенном массиве пород $\xi = N_2 / N_1$ (рис.4). При расчетах угол наклона главного напряжения N_1 к вертикали принимался равным $\alpha = 20^\circ$.

Пунктирные линии соответствуют напряжениям в обделках одиночных тоннелей.

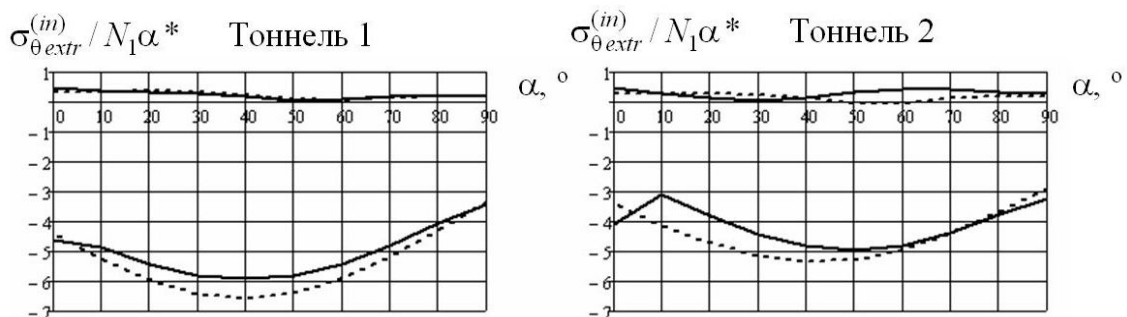


Рис. 3. Зависимости экстремальных напряжений на внутренних контурах обделок тоннелей 1 и 2 от угла α

Зависимости максимальных сжимающих напряжений $\sigma_{\theta \max}^{(in)(c)} / N_1 \alpha^*$ в обделках тоннелей 1 и 2 от угла α имеют максимумы при $\alpha = 40^\circ$. Максимальные сжимающие напряжения в обделке тоннеля 1 выше, чем в тоннеле 2, но ниже, чем аналогичные напряжения в одиночном тоннеле.

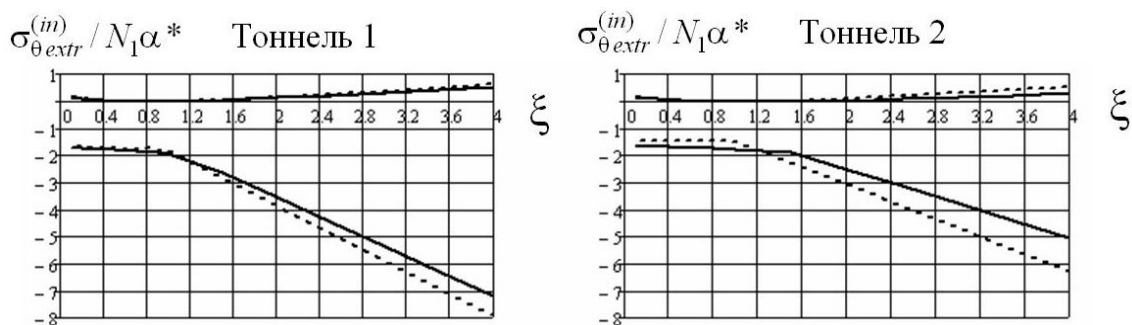


Рис. 4. Зависимости экстремальных напряжений на внутренних контурах обделок тоннелей 1 и 2 от отношения главных напряжений в ненарушенном массиве пород $\xi = N_2 / N_1$

Из рис. 4 видно, что растягивающие напряжения отсутствуют при $\xi = 0,5..1,0$ в обделке тоннеля 1, при $\xi = 0,7..2,0$ - в обделке тоннеля 2.

Библиографический список

1. **N.N. Fotieva, N.S. Bulychev, P.V. Deev, V.V. Vladova.** Design of support of multiple non-circular workings in tectonic areas. // Archives of mining sciences. – Krakow, Wydawnictwo Instytutu Mechaniki Górotworu PAN, 2008. – Volume 53, Issue 3. – P. 361 – 370.
2. **Мухелишвили Н.И.** Некоторые основные задачи математической теории упругости. - М. - Наука. - 1966. - 707 с.
3. **Фотиева Н.Н., Козлов А.Н.** Расчет крепи параллельных выработок в сейсмических районах. – М.: Недра, 1992. – 231 с.

НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ГРУНТА ВБЛИЗИ КРУГОВОЙ ВЫРАБОТКИ МЕЛКОГО ЗАЛОЖЕНИЯ

Студ. Гурова О.В., С.В. Анциферов, ТулГУ, г.Тула, Россия

В работе рассматривается математическая модель взаимодействия круговой горизонтальной выработки, сооружаемой горным (закрытым) способом в непосредственной близости от земной поверхности, с окружающим массивом грунта. Внутреннее сечение выработки нагружено равномерно распределенным напором.

В основу модели положены представления механики подземных сооружений о взаимодействии подземных объектов и окружающего массива пород (грунта) как элементов единой деформированной системы.

При постановке задачи учитываются следующие основные факторы, оказывающие существенное влияние на напряженное состояние массива грунта:

- глубину заложения выработки и размер ее поперечного сечения;
- величину внутреннего давления воды, полностью заполняющей сечение выработки.

Компоненты тензора напряжений и смещений определяются из решения плоской задачи теории упругости для круглого отверстия в линейно-деформируемой однородной изотропной полубесконечной среде. Расчетная схема задачи представлена на рис.1.

Невесомая среда S_0 , моделирующая массив грунта с деформационными характеристиками - модулем деформации E_0 и коэффициентом Пуассона ν_0 , ограничена прямой L_0 и круговым отверстием с контуром L_1 радиусом R .

Действие внутреннего давления воды, заполняющей выработку, моделируется действием на контуре отверстия L_1 нормальной нагрузки $-p$. Прямолинейная граница полуплоскости L_0 свободна от действия внешних сил.

Граничные условия поставленной задачи для определения напряжений и смещений имеют вид:

$$\begin{aligned} & \text{- на } L_0 \quad \sigma_y^{(0)} = 0, \quad \tau_{xy}^{(0)} = 0; \\ & \text{- на } L_1 \quad \sigma_r^{(1)} = -p, \quad \tau_{r\theta}^{(1)} = 0. \end{aligned}$$

В граничных условиях $\sigma_y^{(0)}, \tau_{xy}^{(0)}$ - нормальные и касательные напряжения на прямолинейной границе L_0 в декартовой системе координат, $\sigma_r^{(1)}, \tau_{r\theta}^{(1)}$ - радиальные и касательные напряжения в точке контура L_1 в полярной системе координат.

После введения комплексных потенциалов $\tilde{\varphi}_0(z), \tilde{\psi}_0(z)$, характеризующих напряженно-деформированное состояние среды S_0 и регулярных в ней вне контура L_1 , включая бесконечно удаленную точку, и связанных с напряжениями и смещениями известными формулами Колосова-Мусхелишвили, сформулированная задача теории упругости сводится к решению соответствующей краевой задачи теории аналитических функций комплексного переменного при следующих граничных условиях:

$$\begin{aligned} \tilde{\varphi}_0(t) + t\overline{\tilde{\varphi}_0'(t)} + \overline{\tilde{\psi}_0(t)} &= 0 \text{ на } L_0, \\ \tilde{\varphi}_0(t) + t\overline{\tilde{\varphi}_0'(t)} + \overline{\tilde{\psi}_0(t)} &= -p t \text{ на } L_1, \end{aligned}$$

где t - аффиксы точек соответствующих контуров, причем

$$t = \begin{cases} x + iH & \text{на } L_0, \\ R\sigma & \text{на } L_1, \quad \sigma = e^{i\theta}. \end{cases}$$

Для решения поставленной задачи теории упругости, моделирующей взаимодействие круговой выработки мелкого заложения с окружающим массивом грунта, используется метод Арамановича И.Г., модифицированный Фотиевой Н.Н. Рассматривая задачу для кругового отверстия в полуплоскости, удастся свести её к соответствующей задаче для отверстия в полной плоскости при наличии в граничных условиях дополнительных членов, представляемых в форме комплексных рядов, отвечающих за влияние прямолинейной границы полуплоскости.

Коэффициенты разложения комплексных потенциалов $\tilde{\varphi}_0(z), \tilde{\psi}_0(z)$, характеризующих напряженно-деформированное состояние среды S_0 , определяются из решения бесконечной системы линейных алгебраических уравнений, специальным образом укороченной.

С использованием найденных коэффициентов из формул

$$\begin{aligned} \sigma_x + \sigma_y &= 4 \operatorname{Re} \tilde{\varphi}_0'(z); \\ \sigma_y - \sigma_x + 2i\tau_{xy} &= 2 \left[\overline{z} \tilde{\varphi}_0''(z) + \tilde{\psi}_0'(z) \right]; \end{aligned}$$

$$2\mu_0 \left[u_x + iu_y \right] = \alpha_0 \tilde{\varphi}_0(z) - \overline{z \tilde{\varphi}'_0(z)} - \overline{\tilde{\psi}_0(z)}$$

находятся значения соответствующих напряжений и смещений в точках области S_0 , моделирующей массив грунта.

УДК 622.235:622.281.4

УСЛОВИЕ ФОРМИРОВАНИЯ ОДНОРОДНОГО ПОТОКА ЦЕМЕНТНО-ПЕСЧАНОЙ СМЕСИ ПРИ ВЗРЫВНОМ СПОСОБЕ ВОЗВЕДЕНИЯ ТОРКРЕТБЕТОННОЙ КРЕПИ

Доц. Хоменчук О.В., студ. Цьохла А.А., ДонНТУ, Донецк, Украина

Разработанные параметры взрывного способа и схемы его реализации [1] позволили на практике использовать все преимущества названного способа перед традиционными видами набрызгбетонирования, в частности, это использование только энергии взрыва для подготовки поверхности и нанесения на нее омоноличивающего раствора. Раствор наносится на всю поверхность одновременно, что повышает производительность и исключает образование неоднородного покрытия. Кроме того, в результате воздействия взрыва на компоненты смеси и на саму смесь, набрызгбетон дополнительно уплотняется, образуя более прочный по своим характеристикам материал.

Однако после взрыва имеет место такое явление как расслоение потока песчано-цементной смеси, т.е. движение частиц разной массы с разными скоростями. Данное явление мало изучено. Очевидно, что усиление или ослабление изменения плотности в случае набрызгбетонирования имеет важное значение для эффективности процесса. Кроме того, при сильном расслоении потока песчано-гравийной или цементно-песчаной смеси актуален вопрос качества слоя формируемой крепи. При изменении качественного состава смеси трудно определить прочностные характеристики возводимой крепи. Поэтому изучение процесса расслоения потока и его влияния на качество возводимой крепи является актуальной задачей.

Из работы [2] следует, что основным фактором, который вызывает расслоение потока смеси после взрыва, является воздушная ударная волна, вызванная детонацией взрывчатого вещества и веществом, которое движется со сверхзвуковой скоростью.

На основании выше сказанного был сделан вывод о том, что необходимо определить, как изменяется скорость разлета вещества в зависимости от параметров взрывного вещества и цементно-песчаной смеси, а, так же, как эти параметры влияют на «расслоение» разлетающейся цементно-песчаной смеси.

Согласно [1] скорость разлета вещества равна

$$V = \frac{R}{b} \cdot \left(\ln \left(\frac{R}{A} \right) \right)^2, \quad (1)$$

где R – радиус, на котором необходимо определить скорость;

A и b – эмпирические коэффициенты:

$$A = 3,96 + 0,58 \cdot (M_{f_3} - 2,58) - 0,59 \cdot (M_{f_3} - 2,58) \cdot th \left(\frac{M_{f_3} - 2,58}{6,66} \right) \quad (2)$$

$$b = \frac{A \cdot (1 - 0,60 \cdot \exp(-0,16 \cdot M_{f_3}))}{0,58}, \quad (3)$$

где M_{f_3} - масса приведенной порошковой оболочки, при взрывном распылении которой формируется облако с такими же пространственными размерами, как и при распылении оболочки, с отличающимися от порошковой физическими характеристиками (жидкость, жидкость + порошок):

$$M_{f_3} = \psi \cdot M \cdot \frac{88,3 \cdot 10^8}{f_{зар}}, \quad (4)$$

где ψ – безразмерный коэффициент (критерий), учитывающий физические характеристики распыляемого взрывом материала, согласно [1] для цементно-песчаной смеси $\psi = 1,8$;

M – фактическая масса распыляемой взрывом навески (оболочки), кг;

$f_{зар}$ – энергетический критерий фактического распыляющего заряда ВВ (для эталонного заряда 0,2 кг угленита Э-6 равен $88,3 \cdot 10^8 \text{ кг} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{Дж}^{3/2}$):

$$f_{зар} = \frac{m_{зар}^{\frac{5}{2}} \cdot q_{ВВ}^{\frac{3}{2}} \cdot D^2}{l_{зар}^{\frac{1}{2}}}, \quad (5)$$

где $m_{зар}$ - масса заряда ВВ, кг;

$q_{ВВ}$ - удельная теплота взрыва ВВ, Дж/кг;

D - скорость детонации ВВ, м/с;

$l_{зар}$ - длина заряда, м.

Используя формулы (1)-(5) методом последовательных приближений была определена величина удельного, относительно массы вещества, энергетического критерия, при котором расслоение не наблюдается на удалении до 4,0 м от центра взрыва, то есть вещество движется с дозвуковой скоростью. Этот показатель для цементно-песчаной смеси должен быть не более чем $9,2 \cdot 10^8 \text{ кг} \cdot \text{с}^{-1/2} \cdot \text{Дж}^{3/2}$ на каждый килограмм смеси. При увеличении данного соотношения происходит интенсивное расслоение на начальном этапе разлета смеси.

Библиографический список

1. Шевцов Н. Р., Хоменчук О. В. Взрывной способ набрызгбетонирования // Сб. научн. труд. НГУ. – № 17, том 2. – Днепропетровск: РИК НГУ, 2003. – С. 43-49.
2. Гречихин Л. И., Шевцов Н. Р., Хоменчук О. В. Динамика распыления оболочек из жидких и порошковых материалов // Наукові праці ДонНТУ: серія гірничо-геологічна. Вип. 72. – Донецьк: ДонНТУ. – 2004. – С. 41-46.

УДК 622.281.74

ИССЛЕДОВАНИЯ ДЕФОРМИРОВАНИЯ ПОРОДНОГО МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ С АНКЕРНЫМ КРЕПЛЕНИЕМ²

Маг. Васецкий А.С., ДонНТУ, г. Донецк, Украина.

Угольная промышленность – одна из ведущих отраслей народного хозяйства, важнейшая задача, которой в условиях рыночной экономики состоит в повышении эффективности производства и снижении себестоимости продукции. Одним из приоритетных направлений снижения затрат на добычу угля является внедрение новых технологий с использованием анкерной крепи.

Ограниченное использование анкерного крепления на угольных шахтах Украины (объем применения составляет не более 70 км), объясняется с одной стороны недоверием работников

² Научный руководитель – доц. Новиков А.О.

шахт к этому виду крепи за непредсказуемость ее работы, отсутствием опыта эксплуатации и контроля за состоянием крепления, не достаточным пониманием ее роли в процессе поддержания выработки, а с другой стороны - отсутствием нормативной базы, позволяющей с учетом конкретной геомеханической ситуации и опыта использования, обосновано принять его параметры.

В связи с выше изложенным, исследования закономерностей деформирования породного массива, вмещающего выработки с анкерным креплением для обоснования его рациональных параметров, являются актуальной задачей.

Задачей данных исследований являлось установление особенностей деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением.

Исследования проводились в подготовительных выработках шахты «Добропольская», имеющей многолетний опыт применения анкерных крепей.

Подготовительные выработки проводятся комбайном КПД-32. На пластах отрабатываемых шахтой применяется столбовая система разработки. Лавы отрабатываются по простиранию. Длина лав до 250 метров.

Средняя скорость проведения выработок – 280 м/мес. При этом плотность установки анкеров – 1,0 анк/м². Сечение выработок – прямоугольное. Анкеры длиной 2,4 м устанавливаются в забое выработки под подхват, изготовленный из профиля СВП-22 длиной 4,0 м. Закрепление стальных анкеров в шпурах производится химическим способом.

В кровле и боках выработок закладывались комплексных замерных станций, оборудованных глубинными и контурными реперами.

Каждая станция представляла собой 3 скважины глубиной до 7 м, пробуренные в кровлю и бока выработки, оборудованные глубинными реперами, и один контурный репер в почву выработки. Расстояние между центрами глубинных реперов в скважине составляло от 0,3 до 0,5 м. Диаметр скважины для установки глубинных реперов составлял 27 мм.

Для изучения процесса развития деформаций во вмещающей выработку массиве, были построены графики смещений глубинных реперов в скважинах, в направлении от контура выработки вглубь массива, а также графики изменения коэффициента разрыхления на участках между реперами.

Наблюдения, проводившиеся в течении трех лет на 23 замерных станциях в подготовительных выработках пластов k_8 , m_4^0 и m_5^{16} шахты «Добропольская», закрепленных чисто анкерным креплением позволили установить следующий механизм деформирования. До момента начала ведения очистных работ деформации контура выработки не значительные. Максимальные смещения кровли составляют до 180 мм, а боков – до 350 мм. Очевидно это связано с наличием в боках выработки слабых вмещающих пород. В целом, состояние выработки хорошее. Деформирование пород в глубине массива носит следующий характер. До момента включения анкеров в работу (2-8 суток) разрушения в кровле происходят от контура выработки на глубину до 0,5 м. Затем, разрушаются породы в глубине массива, за пределами заанкерванной области. Заанкерванная область пород практически не разрушается, а смещается единым блоком в сторону выработки. В боках выработки разрушения пласта и пород происходят на глубину до 2,5 м и проявляются в виде выдавливания верхней пачки угля и пород непосредственной почвы пласта. При этом деформирование носит пластический характер.

После начала ведения очистных работ происходит активизация смещений как в кровле, так и в боках выработки. На расстоянии 30-40 м впереди очистного забоя начинается разрушение пород в пределах заанкерванной области в направлении от внешней ее границы в сторону контура. Этот процесс развивается по мере приближения лавы к замерной станции и завершается после прохода лавы. Разрушение заанкерванной области проявляется в виде расслоений, заколов на контуре выработки. Однако эта область не теряет своей несущей способности и продолжает смещаться в полость выработки единым блоком. Смещения контура кровли, при этом, в створе лавы не превышают 350 мм. На расстоянии 10-15 м позади лавы происходит разрушение деревянных стоек крепи за счет выдавливания боковых пород и плавное опускание заанкерванной области на выдавленную из боков выработку породу.

К ВОПРОСУ О РЕЖИМАХ РАБОТЫ ВИБРАЦИОННОГО ОЧИСТНОГО УСТРОЙСТВА КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

Проф. Будишевский В.А., инж. Арефьев Е.М., доц. Хиценко Н.В., доц. Мерзликин А.В., ДонНТУ, Донецк, Украина

Проблема эффективной очистки лент остается одной из основных при решении задач повышения надежности и снижения трудоемкости обслуживания ленточного конвейера, транспортирующего горную массу. Перспективными являются очистители, реализующие бесконтактное вибрационное воздействие на загрязняющую примазку благодаря исключению взаимного износа рабочей обкладки конвейерной ленты и рабочего органа очистителя. Не смотря на преимущества, виброочистка не получила широкого применения. В связи с этим представляют научный интерес дальнейшие исследования вибрационных средств очистки конвейерных лент.

Согласно исследованиям Ю.Д.Тарасова [1], необходимое качество очистки можно обеспечить созданием резонансного режима работы очистителя. В работе [2] В.Д. Зиневич и Ю.А. Пертен условием эффективности виброочистки определяют частоту колебаний возмущающей силы равную и выше резонансной, при этом достигается ударное воздействие очистителя на ленту. Однако проблема определения диапазона рациональных рабочих частот виброочистки (соответствующих резонансному режиму) для различных типов конвейеров в литературе [1,2] не рассматривалась.

Авторами статьи поставлена задача определить диапазон частот виброочистных устройств, для эффективной очистки лент различных типов конвейеров горных предприятий.

Для системы «очистное устройство- лента» резонанс будет иметь место при совпадении собственной частоты колебаний ленты $\omega_n = \sqrt{\frac{12S_{pb}}{l^2 q_l}}$ и частоты колебаний виброочистителя ω_o . Таким образом, собственная частота колебаний ленты зависит от длины пролета ленты в месте очистки l , погонной массы ленты q_l и натяжения ленты в месте очистки S_{pb} .

Анализ конструкций конвейеров горных предприятий [3], показал, что расстояние l лежит в пределах (1,5... 2,5) м., погонная масса конвейерных лент q_l [4] изменяется в пределах (8,6...48) кг/м.

Натяжение ленты в точке очистки S_{pb} зависит от конкретных условий работы ленточного конвейера и может быть определено тяговым расчетом. На величину S_{pb} определяющее влияние оказывает длина конвейера L , угол его установки β и эксплуатационная производительность Q , а также место установки привода (для бремсбергового конвейера).

При определении параметров виброочистителя для конкретного типа конвейеров необходимо рассматривать весь спектр возможных условий эксплуатации конвейера. Результатом такого подхода будет диапазон (спектр) частот настройки виброочистителя, для получения которого используем метод Монте-Карло. Алгоритм исследования следующий:

1. Задание параметров конвейера.
2. Моделирование массивов из n значений случайных величин $L_i, Q_i, \beta_i (i=1...n)$ допустимых условий эксплуатации конвейера, а также места установки привода (для бремсбергового конвейера).
3. Тяговый расчет конвейера и определение натяжения ленты в точке установки очистного устройства S_{pb} .
4. Расчет массива значений частоты настройки виброочистителя.

Исследования, проведенные для разных типов конвейеров, позволили выявить два характерных вида спектра частот настройки виброочистителя:

- 1) большинство частот сосредоточено в двух областях спектра (рис.1), имеется «провал» в спектре частот (62,5 % рассматриваемых конвейеров);

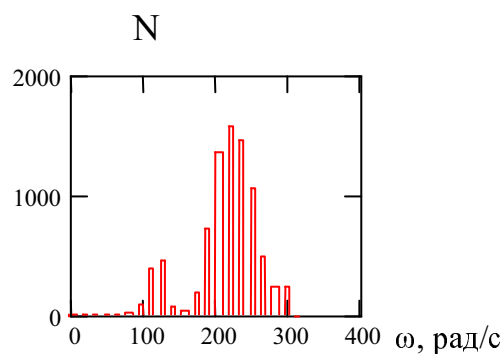


Рис. 1 - Спектр резонансных частот для конвейера 1Л80

2) большинство частот сосредоточено в одной области спектра (рис.2), (37,5 % рассматриваемых конвейеров);

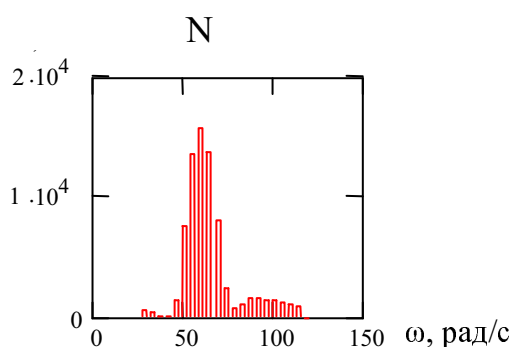


Рис. 2 - Спектр резонансных частот для конвейера 1Л80УК.

Для всех типов исследуемых конвейеров диапазон резонансных частот лежит в пределах от 7 до 310 с^{-1} (303 с^{-1}), а спектр резонансных частот будет иметь вид, представленный на рисунке 3.

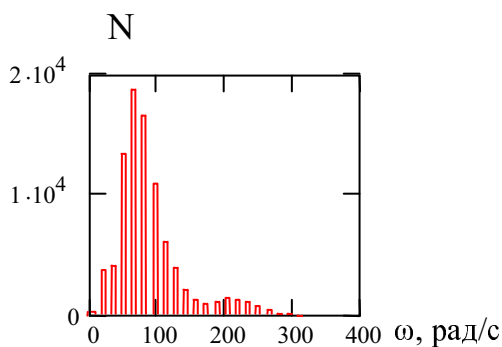


Рис. 3 - Спектр резонансных частот для всех типов исследуемых конвейеров.

По результатам проведенных исследований можно сделать выводы:

1. Установлено, что на частоту виброочистки оказывают влияние параметры конвейера (тип ленты, мощность привода, скорость движения ленты и др.), а также условия эксплуатации конвейера (длина, угол установки, эксплуатационная производительность, место установки привода для бремсбергового конвейера).
2. На основании предложенного оригинального алгоритма был выполнен анализ спектра частот настройки виброочистителей для ленточных конвейеров, применяемых в угольной промышленности, с учетом допустимых условий их эксплуатации. В результате анализа уста-

новлено, что ширина диапазона частот настройки для рассмотренных моделей конвейеров находится в пределах от 7 до 310 с⁻¹ и составляет 303 с⁻¹.

Библиографический список

1. **Тарасов Ю.Д.** Очистка конвейерных лент и подконвейерного пространства.- М.: Недра, 1993, 192с.
2. **Зиневич В.Д., Пертен Ю.А.** Вибрационная очистка конвейерной ленты/ Горные машины и автоматика. М.: ЦИТИ угля, №2, 1961.
3. **Справочник** по шахтному транспорту. Под. ред. Г.Я. Пейсаховича, И.П. Ремизова. М.: «Недра», 1977. 624 с.
4. Теоретические основы и расчеты транспорта энергоемких производств. Под ред. В.А. Будишевского, А.А. Сулимы.- Донецк, 1999.- 216 с.

СОДЕРЖАНИЕ

| | |
|---|----|
| Аксенов В.В., Садовец В.Ю., Бегляков В.Ю. Обоснование необходимости создания исполнительного органа геохода для разрушения пород средней крепости | 2 |
| Jarosław Brodny Проектирование арочной штрековой крепи | 4 |
| Борщевский С.В., Формос В.Ф., Василенко Е.Ю., Шперфехтер Элмар Техническое и технологическое обеспечение для возведения торкрет-бетонной крепи | 8 |
| Генри Майер Исследование опасности взрыва угольной пыли в присутствии метана на шахтах США | 10 |
| Шкуматов О.М., Гонтар Р.С. Визначення обсягу породи в криволінійній частині прохідницького вибою нетрадиційної форми..... | 10 |
| Манец И.Г., Борщевский С.В., Любен Тотев Совершенствование научно-технического, нормативного и информационного обеспечения безопасной эксплуатации шахтных стационарных установок в странах СНГ и за рубежом..... | 11 |
| Масленников С.А. Особенности работы бетона в комбинированной чугунно-бетонной крепи..... | 16 |
| Борщевский С.В., Левит В.В., Гончаренко В.В. Новая технология строительства шахтных стволов..... | 18 |
| Лысиков Б.А., Бил Кайнар Основные технические решения сейсмического дизайна | 20 |
| Страданченко С.Г., Масленников С.А. Определение рациональных параметров бетона, используемого в чугунно-бетонной крепи..... | 21 |
| Бурков П.В., Епифанцев К.В. Исследование напряженно-деформированного состояния верхнего перекрытия механизированной крепи МКЮ.2Ш-17 производства ОАО СХК «Юргинский машзавод» | 23 |
| Должиков П.Н., Должиков Ю.П. Комплексной оценке аварийных ситуаций при проведении выработок вблизи зон тектонических нарушений | 26 |
| Бабиюк Г.В., Диденко М.А., Пунтус В.Ф. Изучение влияния диаметра шпура на показания интроскопа..... | 28 |
| Прокопов А.Ю., Солдухин С.А., Саакян Р.О. Конструктивная защита армировки клетового ствола подземного рудника «Айхал» от климатических и горно-геологических воздействий | 30 |
| Калякин С.А., Кравченко И.С. О взаимосвязи разрушающего действия взрыва с энергетическими показателями заряда ВВ | 32 |
| Ллойд Беркли Оценка воздействия подземного шума в горнодобывающей отрасли США | 35 |
| Борщевский С.В., Каменец В.В., Конько С.В. Лабораторные исследования физико-механических свойств горных пород в зонах повышенных водопритокков | 37 |
| Бондаренко А.Д., Рубинский А.А., Алексеев Е.В., Войтова Л.А. Акустический способ прогноза выбросоопасности песчаников | 39 |
| Бабичев В.А., Флоринский Т.А. Новая концепция строительства станций метрополитена на линиях мелкого заложения | 41 |
| Коваленко В.В., Деменко Д.О., Мороз А.О., Подюменко А.В. Моделювання на еквівалентних матеріалах процесу деформування набризкбетонного і фібробетонного кріплення | 42 |

| | |
|--|----|
| Должиков П.Н., Кирияк К.К. Инъекционный способ предупреждения и остановки оползневых процессов на побережье крыма..... | 44 |
| Шкуматов О.М., Галоян В.А. Розрахунок обсягу породного валу при криволінійно - уступній формі прохідницького вибою..... | 45 |
| Кобзарь Ю.И., Левчинский Г.Г., Заставной Р.Г. Разработка конструкции компенсационного узла арочной податливой крепи..... | 46 |
| Калякин С.А., Нечапорок А.Г. Предотвращение взрывов метано-воздушных смесей при взрывных работах | 47 |
| Лысиков Б.А., Сирачев И.Ж., Цехла А.А. Внезапные выбросы породы при проходке туннелей в норвегии..... | 50 |
| Бурков П.В., Сапожкова А.В. Влияние технологии производства твердосплавных сплавов на стойкость горного инструмента | 52 |
| Лысиков Б.А., Джон Оруэл Сейсмическая оценка внезапных выбросов породы в США..... | 54 |
| Шкуматов О.М., Кендюх С.М. Дослідження впливу кута нахилу шпурів на дальність розльоту породи | 56 |
| Минеев С.П., Полях И. С., Лукьяненко А. С. Об оценке теплоизоляции зданий..... | 56 |
| Кипко А.Э., Палейчук Н.Н. О применении новых видов крепления выработок в условиях шахты «Комсомольская» ГП «Антрацит» | 58 |
| Пінтя І.М. Кореляційний зв'язок межі міцності породи на одновісне розтягнення з її коефіцієнтом міцності | 60 |
| Лысиков Б.А., Пилищук Д.Н. О целесообразности применения ОБК при пересечении зон геологических нарушений донецкого метрополитена..... | 61 |
| Кобзарь Ю.И., Должиков Ю.П. Влияние зоны разрывных нарушений на условия строительства горных выработок..... | 63 |
| Шкуматов О.М., Хвостовський І.В. Математична модель розрахунку набоїв контурних свердловин при будівництві в'їзної траншеї | 65 |
| Шульгин П.Н., Токаренко В. Исследование влияния формы открытой поверхности на взаимодействие зарядов | 66 |
| Бондаренко А.Д., Алексеев Е.В., Рубинский А.А., Лысиков Б.А., Войтова Л.А. Динамика выбросов песчаников и метана в Донбассе..... | 68 |
| Бронников П.Н. Определение показателей горнопроходческих работ как случайных величин..... | 70 |
| Коваленко В.В., Мельник А.В., Калініченко С.О. Лабораторні дослідження підвищення деформаційних характеристик цементно-піщаних зразків при армуванні фібрами..... | 72 |
| Калякин С.А., Лабинский К.Н., Лабинский Н.Н. Усовершенствованный метод испытаний ВВ на чувствительность к удару..... | 73 |
| Лысиков Б.А., Елхов С.А. Зарубежный опыт предотвращения проникновения воды в строящиеся подземные объекты..... | 75 |
| Борщевский С.В., Хоменчук О.В., Флоринский Т.А., Коваленко В.В. Лабораторні дослідження фібро-торкретбетону | 76 |

| | |
|---|-----|
| Прокопов А.Ю., Тимофеев Д.Н., Склепчук В.Л. Анализ причин и последствий аварии при проходке вентиляционно-вспомогательного ствола рудника «Удачный»..... | 78 |
| Наумович А.В., Андронович Е.В., Терещук Р.М. Шахтные исследования закономерности деформирования породного массива в окрестности подготовительных выработок шахты «Шахтерская-глубокая»..... | 80 |
| Лысиков Б.А., Грибцов А.Е. Новые дизайн и технология строительства подземных хранилищ углеводородов | 82 |
| Шульгин П.Н., Киреев Ю.О., Молодык Д.Е. Программа для выбора параметров паспорта буровзрывных работ с прямым цилиндрическим врубом | 83 |
| Олексюк А.Б., Гапеев С.М. Способ охраны и поддержания подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ | 85 |
| Лысиков Б.А., Иванчишин А.Д. О возможной целесообразности сооружения вертикальных стволов доступа большого диаметра для донецкого метрополитена..... | 86 |
| Пронский Д.В., Громов В.В. Особенности водопроявлений при ведении горных работ на глубоких горизонтах в зонах нарушений..... | 88 |
| Проколова М.В., Ткачева К.Э. Совершенствование технологии проходки и крепления клетового ствола подземного рудника «Айхал» | 89 |
| Лысиков Б.А., Сытникова Ю.В. О механизме возникновения обрушений в туннелях | 91 |
| Шкуматов О.М., Бурда А.В. Розрахунок набойів відбійних свердловин для умов докучаєвського флюсо-доломітного комбінату..... | 92 |
| Рябичев В.Д., Кобзарь Ю.И., Нор С.М. Изучение устойчивости сильнообводненной кровли разведочно-дренажного штрека шх. «Комсомольская»..... | 93 |
| Сморodin Г.М., Дудка И.В. О сингенетическом заложении отдельных элементов тектонических структур при накоплении угленосных отложений в Донбассе | 95 |
| Лысиков Б.А., Киберева К.Е. Примеры воздействия землетрясений на подземные сооружения..... | 96 |
| Соболев В.В., Філіппов А.О. Магнітне стимулювання фазових перетворень у вугіллі марки Ж | 97 |
| Солодянкин А.В., Гапеев С.Н., Смоляк Ю.А. Модель явления выдавливания пород из почвы горной выработки, основанная на принципах механической потери устойчивости | 99 |
| Петренко В.Д., Тютюкін О.Л., Анненкова А.І. Аналіз розрахункових методів при розробці концепції комплексного аналізу | 102 |
| Куприй В.П., Лісневський М.А., Числове моделювання сумісної роботи оправи тунелю та ґрунтового масиву | 103 |
| Петренко В.Д., Тютюкін О.Л., Зігура А.С. Класифікація динамічних впливів як основа комплексного аналізу станційних конструкцій ... | 104 |
| Андреев Б.М., Сергеева А.А., Геомеханічні параметри рудних масивів при відкрито-підземній розробці родовищ | 105 |
| Шкуматов О.М., Звягинцев Д.В. Комп'ютерна підтримка проектування буровибухових робіт для умов докучаєвського флюсо-доломітного комбінату | 106 |

| | |
|---|-----|
| Андреев Н.Б. Геотехнологические параметры строительства подземного рудника из карьерного пространства | 107 |
| Солодянкин А.В., Кравченко К.В., Сидельник А.В. Управление геомеханическими процессами в приконтурном массиве пород для обеспечения устойчивости выработок в сложных геомеханических условиях | 108 |
| Кобзарь Ю.И., Громов В.В. Перспективные направления обеспечения устойчивости обводненных подготовительных выработок глубоких шахт | 111 |
| Борщевский С.В., Елхов С.А., Усаченко В.Б., Плешко М.С. Исследование взаимодействия анкерной стяжной крепи с породным массивом | 114 |
| Солодянкин А.В., Халимендик А.В., Кравченко М.А. К обоснованию способа устойчивости капитальных горных выработок в условиях больших смещений породного контура..... | 116 |
| Терещук Р.Н., Филиппов И.В. Новые конструктивные решения в строительных опалубочных системах | 118 |
| Хозяйкина Н.В., Мостовой В.В. Исследование несущей способности предохранительных целиков при строительстве подземного транспортного перехода под керченским проливом | 120 |
| Павлов Е.Е. Шахтные исследования пустот закрепного пространства..... | 123 |
| Шмаков Ю.Д., Минеев А.С. Повышение эффективности управления виброрыхлительной установкой..... | 124 |
| Солодянкин О.В., Ткачов В.А. Вибір раціонального способу боротьби зі здиманням порід підосви для умов шахт західного донбасу за допомогою чисельного моделювання | 125 |
| Борщевський С.В., Руднев А.І., Тютькін О.Л. Розробка чисельної моделі колонної станції | 127 |
| Хазеева А.Р. Залежність показань електроємнісного інтроскопу від діаметру шпуру..... | 129 |
| Бровко Д.В., Хворост В.В. Реконструкція будівель та споруд на поверхні шахт..... | 131 |
| Ефременков А.Б., Блашук М.Ю. Совершенствование кинематической схемы секции крепи «ЮРМАШ 14/28» | 132 |
| Бурков П.В., Сапожкова А.В. Совершенствование способа подачи рабочей жидкости к механизированному комплексу..... | 138 |
| Анциферова Ю.С. Напряженное состояние обделок тоннелей произвольного поперечного сечения, сооружаемых горным способом вблизи склонов | 142 |
| Прокопов А.Ю., Левит В.В., Борщевский С.В., Старченко Н.С. Инновационные технологии армирования вертикальных стволов | 145 |
| Владова В.В. Зависимость напряженного состояния обделок параллельных тоннелей некругового поперечного сечения в тектонически активном массиве пород от основных влияющих факторов. | 146 |
| Гурова О.В., Анциферов С.В. Напряженно-деформированное состояние массива грунта вблизи круговой выработки мелкого заложения | 149 |
| Хоменчук О.В., Цюхля А.А. Условие формирования однородного потока цементно-песчаной смеси при взрывном способе возведения торкретбетонной крепи | 151 |

Васецкий А.С.

Исследования деформирования породного массива, вмещающего подготовительные
выработки с анкерным креплением.....152

Будишевский В.А., Арефьев Е.М., Хиценко Н.В., Мерзликин А.В.

К вопросу о режимах работы вибрационного очистного устройства конвейерных лент154

ПУБЛІЦИСТИЧНО-ІНФОРМАЦІЙНЕ ВИДАННЯ

**СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СТРОИТЕЛЬСТВА ШАХТ
И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ
МАТЕРИАЛЫ МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ
СТУДЕНТОВ, АСПИРАНТОВ И МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ, ОРГАНИЗОВАННОЙ
КАФЕДРОЙ «СТРОИТЕЛЬСТВО ШАХТ И ПОДЗЕМНЫХ СООРУЖЕНИЙ»
ДОННТУ**

Выпуск № 15

(Російською та українською мовами)

Комп'ютерний набір О.І. Кекух