

**МИНИСТЕРСТВО ОБРАЗОВАНИЯ И НАУКИ УКРАИНЫ
НАЦИОНАЛЬНЫЙ ГОРНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ
ФАКУЛЬТЕТ СТРОИТЕЛЬСТВА
КАФЕДРА СТРОИТЕЛЬСТВА И ГЕОМЕХАНИКИ**



ТЕЗИСЫ ДОКЛАДОВ

2-Й МЕЖДУНАРОДНОЙ НАУЧНО-ПРАКТИЧЕСКОЙ КОНФЕРЕНЦИИ МОЛОДЫХ УЧЕНЫХ, АСПИРАНТОВ И СТУДЕНТОВ «ПЕРСПЕКТИВЫ ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА»

23-25 АПРЕЛЯ 2008 г.

ПРИУРОЧЕНА К 80-ЛЕТИЮ
С НАЧАЛА ПОДГОТОВКИ ШАХТОСТРОИТЕЛЕЙ
В НАЦИОНАЛЬНОМ ГОРНОМ УНИВЕРСИТЕТЕ
(ДНЕПРОПЕТРОВСКОМ ГОРНОМ ИНСТИТУТЕ)

Днепропетровск 2008

УДК 622.012.002.2; 622.268.13

Тези доповідей 2-ї Міжнародної науково-практичної конференції молодих вчених, аспірантів та студентів “Перспективи освоєння підземного простору”. – Д.: Національний гірничий університет, 2008. – 70 с.

Наведені результати наукових досліджень молодих вчених, аспірантів і студентів у різних напрямках освоєння підземного простору, що були подані на секції 2-ї Міжнародної науково-практичної конференції молодих вчених, аспірантів та студентів “Перспективи освоєння підземного простору”. Конференція проводиться за підтримки Фонду цивільних досліджень та розвитку США (CRDF), грант USB1-021-DP-07.

Матеріали збірника призначені для наукових працівників, аспірантів та студентів старших курсів вищих навчальних закладів України.

Редакційна колегія: Шашенко О.М., доктор технічних наук, професор, проректор з міжнародних зв'язків, завідувач кафедри будівництва і геомеханіки; Роєнко А.М., доктор технічних наук, професор, професор кафедри будівництва і геомеханіки; Солодянкін О.В., кандидат технічних наук, доцент, доцент кафедри будівництва і геомеханіки; Гапєєв С.М., кандидат технічних наук, доцент, докторант кафедри будівництва і геомеханіки; Коваленко В.В., кандидат технічних наук, доцент кафедри будівництва і геомеханіки.

Відповідальний за випуск Гапєєв С.М., кандидат технічних наук, доцент, докторант кафедри будівництва і геомеханіки;

СОДЕРЖАНИЕ

<i>А.Н. Шашенко, А.В. Солодянкин.</i> 80 лет подготовки горных инженеров-строителей в национальном горном университете.....	5
<i>О.И. Рублева, Н.С. Старченко.</i> Разработка конструкции сплошных монозарядов и их испытания в полигонных условиях.....	13
<i>С.Н. Гапеев, А.Е. Янкин, И.В. Сидельник.</i> Связь формы контура вертикального ствола и устойчивости его крепи.....	15
<i>Л.Л. Кауфман, Б.А. Лысиков, И.А. Комышан.</i> Критерий оценки устойчивости кровли угольных пластов месторождений США.....	19
<i>И.Ю. Старотиторов, Р.Ю. Киреев.</i> Сравнительный анализ критериев прочности горных пород.....	22
<i>Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно, С.Г. Негрей.</i> Моделирование структурно-неоднородных массивов горных пород с применением метода конечных элементов.....	25
<i>Н.Р. Шевцов, А.Н Шкуматов, И.А. Черкасов.</i> Установление дальности разлета породы при криволинейно-уступном проходческом забое с двумя открытыми поверхностями.....	29
<i>В.В. Молодык.</i> Разработка программы для расчета буровзрывных работ в вертикальном стволе.....	32
<i>Н.Н. Касьян, Н.А. Овчаренко, И.Г. Сахно, О.Л. Самусь, Ю.А. Петренко.</i> Лабораторные исследования работы невзрывчатых разрушающих веществ при упрочнении массивов разрушенных горных пород.....	35
<i>С.А. Масленников.</i> Перспективы совершенствования двухслойной чугунно-бетонной крепи вертикальных стволов.....	37
<i>Б.М. Андреев, А.О. Сахно.</i> Оцінка пружно-пластичного деформування анізотропного породного середовища з урахуванням умов його руйнування.....	40
<i>А.В. Солодянкин, В.В. Янко.</i> Актуальные задачи обеспечения устойчивости выработок при пересечении зон геологических нарушений.....	43

<i>А.Н. Роевко, А.А. Шаранов. К вопросу об определении параметров комбинированных крепей.....</i>	47
<i>А.А. Прусова, А.С. Минеев. Эффективность механизма передачи энергии вибрационного воздействия смерзшимся породам.....</i>	50
<i>Д.В. Пронский. Об устойчивости пород при производстве тампонажа дисперсных сред.....</i>	53
<i>Д.В. Бровко, В.В. Хворост. Анализ состояния металлических сооружений на шахтах.....</i>	56
<i>С.П. Минеев, А.В. Ковалевский. Передовое торпедирование пород кровли на выбросоопасных угольных пластах.....</i>	58
<i>А.Н. Шашенко, В.В. Коваленко. Перспективы применения наномодифицированных материалов в подземном строительстве.....</i>	60
<i>Информация о предстоящих конференциях.....</i>	66

УДК [622.25/.27:539.2/.8]

А.Н.Шашенко, д.н.т., проф., зав. каф. СГТ, А.В. Солодянкин, к.т.н., доц., каф., СГМ, НГУ, г.Днепропетровск, Украина

80 ЛЕТ ПОДГОТОВКИ ГОРНЫХ ИНЖЕНЕРОВ-СТРОИТЕЛЕЙ В НАЦИОНАЛЬНОМ ГОРНОМ УНИВЕРСИТЕТЕ

Начало подготовки горных инженеров-строителей, образование и становление кафедры шахтного строительства ДГИ приходится на конец 20-х – начало 30-х гг. XX столетия. В этот период в СССР началась индустриализация, в планах которой приоритетным направлением было развитие горнодобывающей отрасли. Особенно большой объем работ по строительству новых и реконструкции действующих угольных шахт выполнялся в Донбассе. Проводилась реконструкция и строительство рудников в Кривом Роге и на Урале, шахт Подмосковного, Карагандинского, Кизеловского бассейнов и др. На востоке страны создавалась угольно-металлургическая база «Урал-Кузбасс». Проектировалось строительство Московского метрополитена.



Академик А.Н. Динник проводит занятие со студентами в лаборатории строительной механики, 1929 год

Именно в этот период остро встал вопрос подготовки горных инженеров-строителей. Поэтому на горном факультете в марте 1928 года, раньше чем в других горных вузах Советского Союза, была начата подготовка горных инженеров - строителей, а 1 октября 1930 г. образована кафедра «Проходка шахт», заведовать которой был назначен профессор И.С. Новосильцев. В довоенный период кафедрой заведовали также доценты Г.П. Верескунов и

П.Я. Каменный, профессор Ф.А. Белаенко.

Базовая инженерная подготовка шахтостроителей закладывалась еще в первых учебных программах. Главными ее принципами являлись: хорошая фундаментальная (общеинженерная) и глубокая специализированная подготовка, универсальность и обязательная практическая подготовка на горных предприятиях.



*Днепропетровский горный институт.
30-е годы.*

В первый период одной из особенностей учебного процесса являлась тесная связь теории с практикой: вводится непрерывная производственная практика студентов на предприятиях, а учебные программы по специальным дисциплинам увязываются с генеральными планами основных строек страны. Поэтому регулярным становится практика командирования студентов-шахтостроителей 3-4 курсов на скоростное строительство шахт в Караганду, Донбасс и др.

В 1937 году выпуск шахтостроителей был приостановлен в связи с необходимостью подготовки горных инженеров более широкого профиля. Всего до войны было подготовлено 97 горных инженеров-строителей. В их числе - ряд руководителей высокого ранга, таких как Манида А.И. - главный инженер треста Средазшахтострой, Щербань А.Н. – д.т.н., заведующий отделом Института технической теплофизики, академик, вице-президент АН УССР, Лауреат Государственной премии СССР и др.



Студенты шахтостроители на
восстановлении завода имени К. Либкнехта.
Слева направо: Биличенко Н.Я., Тимохин Е.Н.,
Пиндич В.П., Минеев П.А., Шипилов А.М.
Сентябрь 1947 г.

В годы Великой Отечественной войны, будучи в эвакуации в Караганде, ДГИ возобновил подготовку шахтостроителей. Кафедрой в этот период заведует доцент И.С. Маршак.

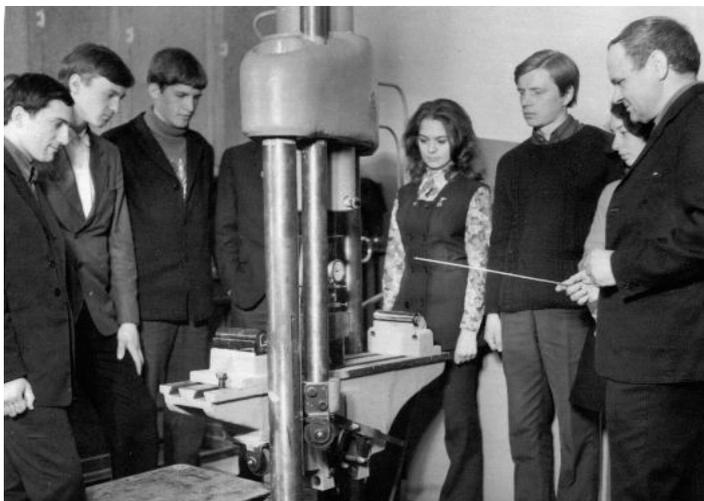
В послевоенный период потребность в шахтостроителях для восстанавливающейся и развивающейся горной промышленности была чрезвычайно велика. Поэтому в ДГИ, одновременно со стационарной формой обучения, шахтостроителей готовят на Высших инженерных курсах. В этот период кафедрой заведовали доценты Г.П. Верескунов, И.С. Маршак, Ю.М. Кожушко, профессор Ф.А. Белаенко. В 1965-1989 гг. кафедрой заведо-

вал профессор А.П. Максимов.



*Ф.А. Белаенко со студентами.
1 мая 1955 года*

к обучению позволили готовить специалистов высокого класса, занявших впоследствии ключевые посты в горнодобывающей отрасли и шахтном строительстве.



*Лабораторное занятие проводит
доц. Л.Я. Парчевский. 1974 г.*

инженер Республики Узбекистан, Герой Узбекистана, Рева В.Н. – директор ВНИМИ, академик РФ, Заслуженный изобретатель РФ и многие другие. Стали докторами наук, профессорами Н.Я. Биличенко, А.И. Лазорин, И.Л. Гуменик, М.Ф. Друкованный, В.М. Комир, В.Т. Глушко и др.

Качеству учебного процесса всегда уделялось огромное внимание. Учитывая специфику работы горных инженеров-строителей, на кафедре в 50-х годах были сосредоточены все основные профилирующие курсы, излагаемые с единых методических позиций, в т.ч. и полный цикл строительных дисциплин, что обеспечивало высококачественную и комплексную подготовку специалистов шахтостроителей.

Высокая сознательность студентов 50-70-х годов, дисциплина, серьезное отношение

Среди них: Стрельцов Е.В. - директор института «Днепрогипрошахт», начальник управления Минуглепрома СССР, Полак Э.В. зам. министра по каппостроительству Минуглепрома СССР, Полтавец В.И. - министр угольной промышленности Украины, директор института «Луганскгипрошахт», Лауреат Государственной премии Украины, Кучерский Н.И. - Председатель правления Навоийского ГМК, Глава концерна «Кызылкумредметзолото» (Узбекистан), дважды Лауреат Государственной премии СССР, Заслуженный ин-

Геодезическая практика в этот период традиционно проходит на геодезическом полигоне ДГИ «Горняк». Кроме того, в эти годы студенты проходили и строительную практику в различных строительных организациях.



*Геодезическая практика.
Гр. ГС-70-2. 1971 г.*



*Учебно-технологическая практика.
Гр. ГС-70-2. 1971 г.*

Учебно-технологическая и производственные практики студентов проводятся на ведущих предприятиях Западного и Центрального Донбасса, объектах шахтостроительных комбинатов Донбассшахтострой, Днепрошахтострой и др.

Традиции 30-х гг. объединения практической подготовки студентов и оказания помощи строящимся предприятиям продолжились в 70-х годах. Один из



Строительный отряд «Шахтостроитель-72»

таких примеров - работа стройотряда «Шахтостроитель-72» на строительстве самой мощной в Западном Донбассе шахты Западодонбасская № 20-23.

Участие в осенне-полевых работах не входило в планы подготовки специалистов. Тем не менее, этот «цикл обучения» был в эти годы почти ежегодным и незабываемым периодом в общей подготовке специалистов

широкого профиля. Летний трудовой семестр часто дополнялся работой в рядах Всесоюзного студенческого строительного отряда (ВССО) на различных комсомольских стройках развивающихся регионов бывшего Советского Союза.



Студенты шахтостроители на осенне-полевых работах. Руководитель – старший преподаватель В.И.Кийко



Стройотряд. Тюмень. 1987 год.

С 1990 года кафедрой строительства и геомеханики заведует профессор А.Н. Шашенко. В эти годы проделана огромная работа в учебно-методическом плане. Сегодня специальность «Шахтное и подземное строительство», имеет три специализации: строительство и реконструкция горных предприятий; городское подземное строительство; строительство автодорог и тоннелей, и два уровня подготовки - бакалавр, магистр – по дневной и заочной форме обучения.



Военно-полевые сборы студентов 4 курса. 1989 г.

Расширился перечень баз практик: к традиционным горнодобывающим добавились корпорации «Укртоннельстрой», «Киевметрострой», «Харьковметрострой». Программы подготовки также совершенствуются. В дополнение к базовой подготовке – требования современного рынка - владение компьютерной техникой, знания экономики, управления и иностранных языков, что позволяет выпускникам легко адаптироваться к специфике современных предприятий.



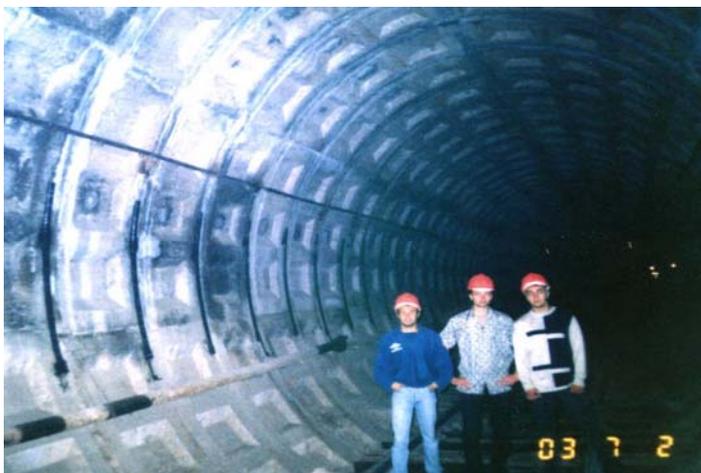
*Учебно-технологическая практика.
Шахта им. Героев Космоса ГХК «Павлоградуголь»*



Выпуск шахтостроителей 2000 года.



*Лекцию проводит доцент
Ю.П. Булич. 1999 год*



*Практика студентов 3 курса
в «Харьковметрострое», 2003 год*



*Проректор НГУ П.И. Пилов вручает
студенту К.Кравченко диплом
лауреата стипендии Президента Ук-
раины, 2006 г.*

Важным элементом в подготовке высококвалифицированных специалистов является научная работа в рамках научной деятельности кафедры. Вот уже на протяжении нескольких последних лет ряд студентов принимают участие в выполнении госбюджетных тем, участвуют в работе научно-технических конференций, публикуют результаты выполненных студенческих научных работ в сборниках конференций и специализированных научно-технических изданиях.

Богатый опыт подготовки шахтостроителей, их строительная специализация, привлечение к учебному процессу высококвалифицированных инженеров-строителей, а также высокий спрос на специалистов-строителей в последние годы явились логическим решением начала подготовки инженеров по специальности «Промышленное и гражданское строительство».

Специальность «Шахтное и подземное строительство» остается как основная для



*I Международная конференция
молодых ученых, аспирантов и
студентов. 2007 год*



*Лабораторное занятие проводит
доцент С.Н. Рева*



*Защита магистерской работы
Рудаковым Е.В. 2004 г.
подготовки инженеров в области под-*

земного строительства, в т.ч. городского.

За все время существования кафедра не получала рекламаций на своих выпускников. По мнению самих выпускников, они получают достаточную теоретическую и практическую подготовку для работы, что позволяет им в короткий срок реализовывать свои возможности на предприятиях или организациях.

За прошедшие 80 лет в Национальном горном университете подготовлено 2400 горных инженеров-строителей - специалистов для горнодобывающей промышленности, подземного и промышленного строительства.



УДК 622.235.5:622.016.2

О.И. Рублева, асс., студ. Н.С. Старченко, каф. СШ и ПС, ДонНТУ,
г. Донецк, Украина

РАЗРАБОТКА КОНСТРУКЦИИ СПЛОШНЫХ МОНОЗАРЯДОВ И ИХ ИСПЫТАНИЯ В ПОЛИГОННЫХ УСЛОВИЯХ

При взрывных работах аммоналом скальным № 1, прессованным для изготовления патрона-боевика 2-го яруса, используются прессованные патроны с гнездом под электродетонатор, т.е. такие же по конструкции, как и для инициирования 1-го яруса.

В то же время считается, что кардинальным решением проблемы устойчивости детонации шпуровых зарядов является применение порошковых сплошных без стыковок монозарядов [1]. В этом случае формирование боевика 2-го яруса можно производить в соответствии с принципом, заложенным в декларационном патенте на изобретение [2], а именно: электродетонатор располагается в средней его части заряда, в углублении, выполненном Z-образной наколкой из цветного металла (рис. 1).

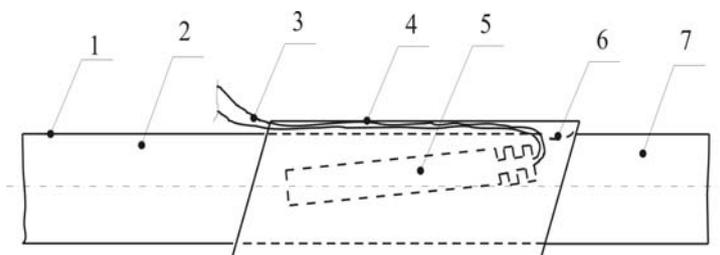


Рис. 1. Конструкция боевика для инициирования 2-го яруса шлангового заряда ВВ: 1 – полиэтиленовая оболочка; 2 – 2-го яруса заряда ВВ; 3 – детонаторные провода; 4 – колпачок; 5 – электродетонатор; 6 – отверстие под детонатор; 7 – 1-й ярус заряда ВВ.

При такой конструкции патрона-боевика происходит плановая разгерметизация полиэтиленовой оболочки. Кроме того, целостность полиэтиленовой оболочки может быть нарушена в процессе заряжания шпуров. Поэтому одним из решающих факторов, определяющих надежность применения порошковых монозарядов при проходке вертикальных стволов по обводненным породам является их водоустойчивость. Поэтому были проведены испытания монозарядов на полноту детонации в полигонных условиях Донецкого казенного завода химических изделий (ДКЗХИ).

Монозаряды представляют собой порошок аммонал скальный № 1У, патронированный в полиэтиленовую оболочку (рукав) с толщиной стенок (пленки)

100 мкм диаметром 40 мм. На один из торцов монозаряда установлена верхняя шашка (с гнездом) патрона-боевика прессованного скального аммонала № 1У диаметром 36 мм, изготовленная из смеси ГФА ТУ У 24.6-14353118-148-2003. Патронирование производилось вручную.

Было испытано две серии монозарядов, отличающиеся друг от друга длиной и условиями замочки в воде (рис. 1).

Общая характеристика зарядов первой испытанной серии дана в табл. 1 (данные приведены без учета массы, плотности, длины упомянутой шашки).

Таблица 1

Общие сведения о монозарядах первой группы

№№ монозарядов	Длина, см: общая/аммонала	Масса, г	Объем, см ³ : общий монозаряд/фактически (занимаемый аммоналом)	Плотность, (фактическая), г/см ³	Диаметр монозаряда (верх, середина, низ), мм	Примечания
1.	150/147	2125	1884,0/1846,32	1,15	39,5/40,0/40,3	средняя набивка
2.	150/146	2185	1884,0/1833,76	1,19	39,5/40,0/40,8	набивка плотнее – при помощи деревянного стержня
3.	151/148	2100	1896,60/1858,90	1,13	40,1/40,15/40,50	средняя набивка
4.	154/150	2100	1934,24/1884,0	1,11	38,5/40,0/40,1	набивка свободная – от руки
5.	152/148	2100	1909,12/1909,10	1,10	40/40,15/40,50	набивка свободная – от руки
6.	156/150	2100	1959,36/1884,0	1,11	40,10/40,0/40,25	то же

Первые из представленных в табл. 1 три группы монозарядов были перед взрыванием замочены в воде в течение 1 ч на глубине 1 м свернутыми в круг вместе с электродетонатором мгновенного действия ЭД-8-Э. Вода частично проникала в заряд. Заряды 4...6 групп испытывались сухими.

В результате проведенных испытаний первой группы монозарядов установлено следующее. Все заряды взрывались безотказно (детонация полная). В

группе после взрыва образовалась выемка (воронка), глубиной примерно равной 100 мм и протяженностью, примерно на 100 мм большей длины заряда с каждого его торца. Характеристика монозарядов второй испытанной серии приведена в табл. 2.

Таблица 2

Общие сведения о монозарядах второй серии

№№ групп монозарядов	Длина общая, аммонала, см	Масса, г	Объем фактический (занимаемый аммоном), см ³	Плотность, (фактическая), г/см ³	Диаметр монозаряда (верх, середина, низ), мм
1.	96	1350	1205,76	1,13	40,1/40,15/40,5
2.	95	1350	1193,20	1,13	38,5/40,0/40,1
3.	96	1350	1205,76	1,13	40/40,15/40,5

Проведенные испытания показали, что монозаряды, в эластичной шланговой упаковке, изготовленные из порошка скального аммонала безотказно взрываются даже при нарушении полиэтиленовой оболочки и увлажнении взрывчатой смеси до 30%. При этом в стандартных шпурах диаметром 52...53 мм могут применяться монозаряды диаметром 40 мм и длиной 1,0...1,5 м каждый.

Библиографический список

1. **Калякин С.А., Шевцов Н.Р.** Обеспечение эффективности и безопасности взрывных работ в шахтах // Уголь Украины. – 2007. - № 6. – С. 30-34.
2. **Деклараційний патент 42247 А Україна.** МКВ F42 В3/103, F42В3/195. Патрон-бойовик для зворотнього способу ініціювання шпурових зарядів / О.Г. Гудзь, М.Р. Шевцов, І.В. Купенко, В.І. Пудак (Україна). Заявл. 05.12.00; Опубл. 15.10.01, Бюл. № 9.

УДК 622.831

С.Н. Гапеев, к.т.н., доц. каф. СГМ, НГУ, г. Днепропетровск, Украина
А.Е. Янкин, асс. каф. геодезии, НГУ, г. Днепропетровск, Украина
И.В. Сидельник, ст.гр.Гс-03-2 каф. СГМ, г. Днепропетровск, Украина

СВЯЗЬ ФОРМЫ КОНТУРА ВЕРТИКАЛЬНОГО СТВОЛА И УСТОЙЧИВОСТИ ЕГО КРЕПИ

Особое место в организации подземного строительства занимают вертикальные выработки – стволы, через которые осуществляют доступ к комплексу подземных объектов различного назначения.

Важной и актуальной народно-хозяйственной задачей являются исследования геомеханических процессов, происходящих в породном массиве в окрестности ствола.

Методом конечных элементов (МКЭ) проводились численные исследования характера влияния различных факторов на напряженно-деформированное состояние (НДС) толщи крепи вертикального ствола. Программой исследований предусматривается решение нескольких задач.

В ходе решения, по полученным значениям компонентов тензора напряжений в материале крепи (σ_x , σ_y , τ_{xy}) по формуле Парчевского-Шашенко [4] вычислялись значения эквивалентных напряжений σ_e в виде:

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

где $\psi = \frac{R_t}{R_c}$ – коэффициент хрупкости материала массива; R_t и R_c – пределы прочности материала крепи на растяжение и сжатие соответственно, МПа.

Коэффициента устойчивости k_y материала крепи, определяется в соответствии с выражением:

$$k_y = \frac{R_c}{\sigma_e}.$$

«Идеальная окружность». На рис. 3,а-в представлены картины распределения значений k_y по различным сегментам первого, расположенного на контуре крепи, кольца конечных элементов, при глубине расположения участка крепи $H = 600$ м; 800 м и 1200 м и коэффициенте бокового распора $\lambda = 1,0$; 0,75 и 0,5.

Графики показывают, что с увеличением глубины состояние крепи ухудшается, и крепь оказывается совершенно неприемлемой для глубины 1200 м, находясь в критическом состоянии уже с глубины 800 м.

«Внутренний эллипс». Картины распределения значений k_y в этом случае имеют форму эллипсов (рис. 1, г-е), а распределение k_y по толщине крепи более равномерно (рис. 2,б), в отличие от окружности (рис. 1,а-в и 2,а).

Отклонение формы контура крепи от идеально круглой к эллиптической негативно сказывается на устойчивости крепи: в случае эллипса ее контур уже при 800 м (рис. 1,д) находится в предельном состоянии ($k_y = 1$).

В обоих случаях (и для окружности, и для эллипса) с уменьшением отношения полуосей a/b устойчивость крепи падает по степенному закону (рис. 3).

Исследования показали, что, паспортная толщина крепи вертикального ствола, рассчитанная по методике СНиП, действительной для глубины до 600м,

оказывается недостаточной уже с глубины 800 м, что приводит к необходимости введения обоснованных поправок в методику СНИП. Также, в таких расчетах необходимо учитывать отклонение формы контура крепи от идеальной, по-

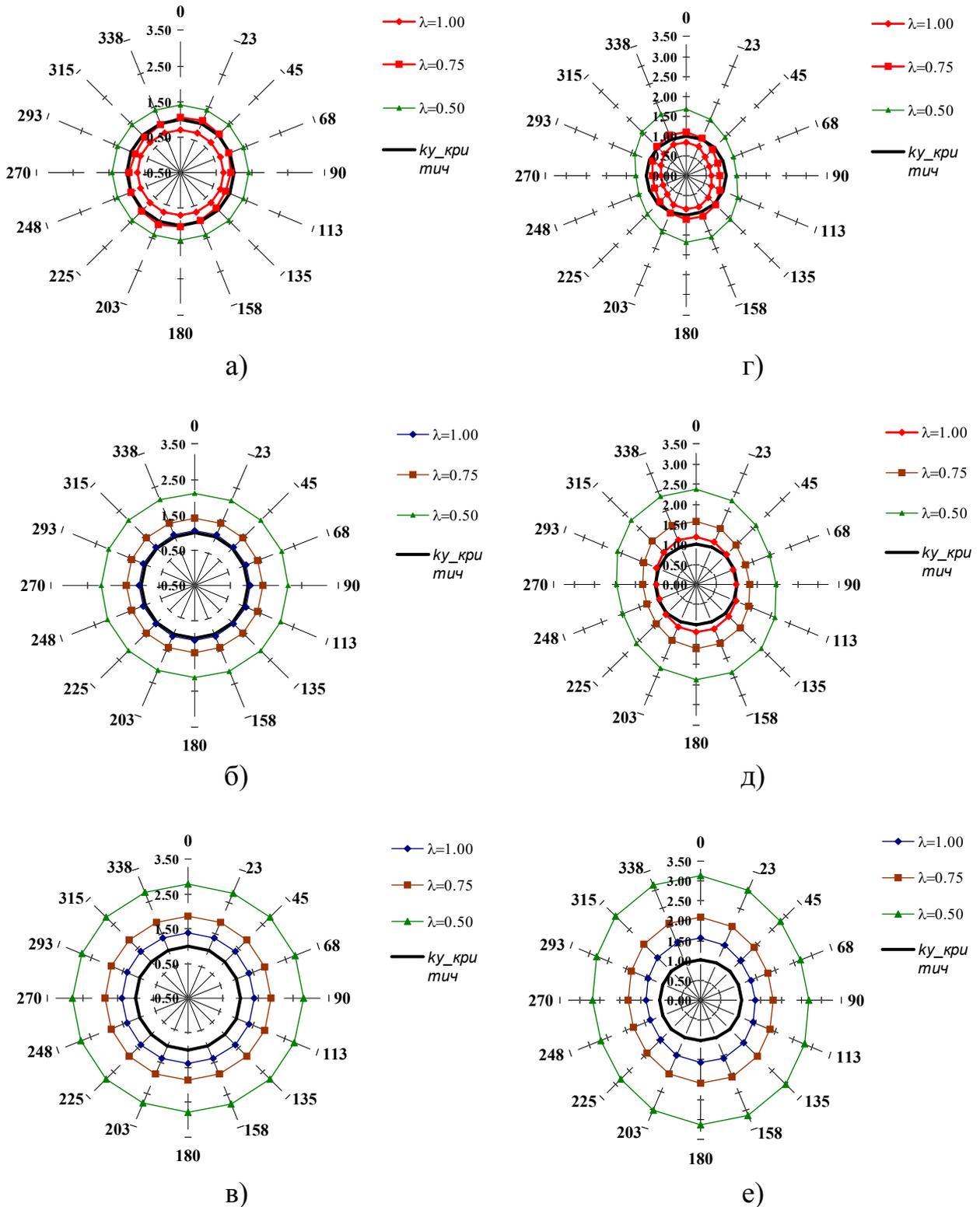


Рис. 1. Значения k_y в первом кольце конечных элементов для окружности (а-в) и эллипса (г-е) при $H = 1200$ м (а, г), 800 м (б, д) и 600 м (в, е)

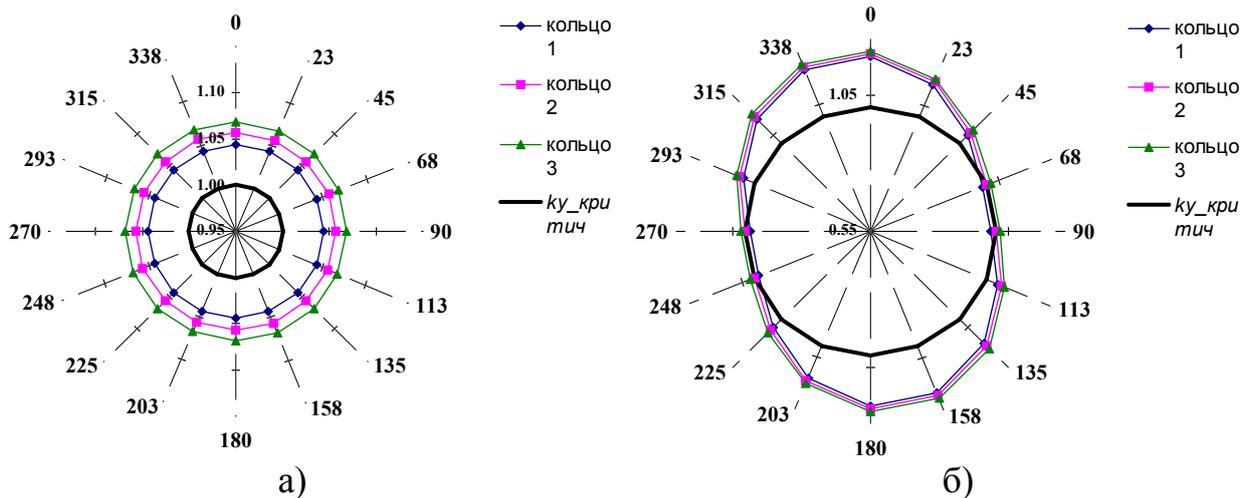


Рис. 2. Значения k_y в кольцах конечных элементов при $H = 800$ м и $\lambda = 1,0$ для окружности (а) и эллипса (б)

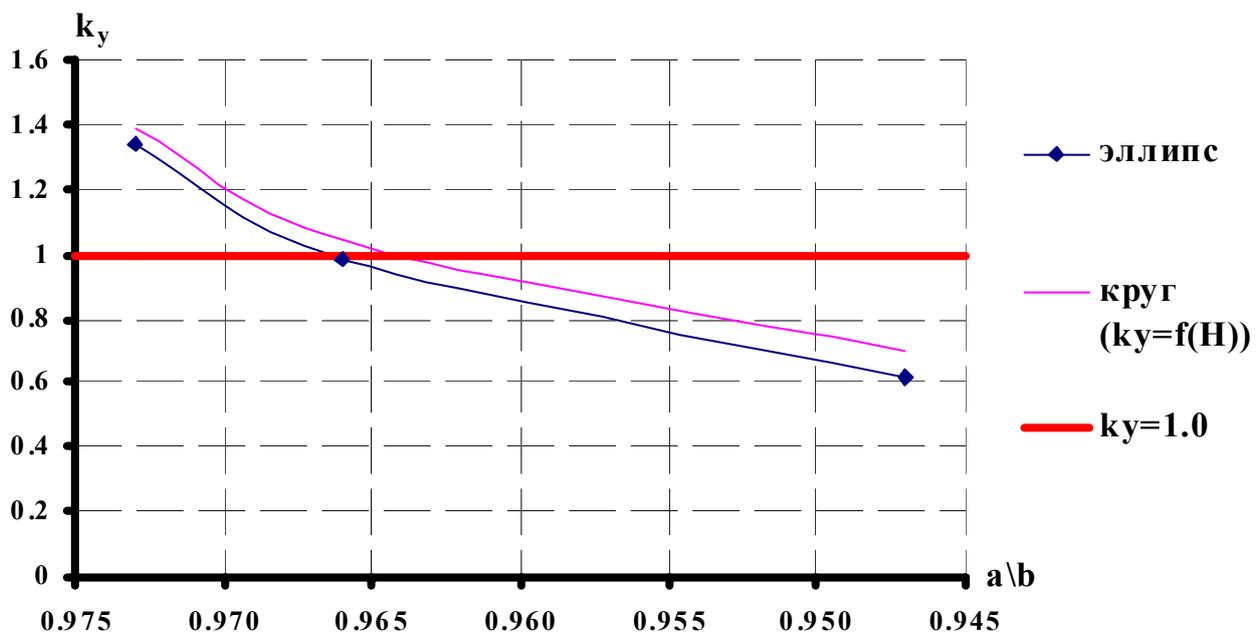


Рис. 3. Зависимость величины k_y от эллиптичности опалубки ($a/b = f(H)$)

скольку в этом случае в теле крепи по ее толщине формируется неравномерное напряженное состояние. В силу большой сложности среды, в которой сооружается и эксплуатируется ствол, локализация факторов, влияющих на формирование отклонений формы контура, имеет в целом случайный характер, поэтому представляется наиболее целесообразным применение для расчетов крепи и решения задач о напряженно-деформированном состоянии геомеханической системы «крепь-массив» методов статистической геомеханики.

Библиографический список

1. **Бородуля А.А.** Обґрунтування параметрів анкерно-бетонного кріплення під час спорудження сполучень вертикальних стволів вугільних шахт: Автореф. дис. ... канд.техн.наук: 05.15.04 / НГУ.– Дніпропетровськ, 2003.– 20с.
2. **СНиП II-94-80** Подземные горные выработки. Нормы проектирования.– М.: ЦНТП Госстроя СССР, 1982.– 32с.
3. **Прокопова М.В.** Обоснование параметров крепи и жесткой армировки глубоких вертикальных стволов с учетом фактических отклонений от проекта в процессе проходки: Дис. ... канд.техн.наук: 25.00.22.– Новочеркасск, 2004.– 139с.
4. **Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П.** Механика горных пород: Учебник для ВУЗов.– К.: Новый друк, 2004.– 400 с.

УДК 625.224

Л.Л. Кауфман, к.т.н., горн. инж., г. Нью-Йорк, США
Б.А. Лысиков, к.т.н., проф., И.А. Комышан, студ., каф. СШ и ПС
Дон. НТУ, г. Донецк, Украина

КРИТЕРИЙ ОЦЕНКИ УСТОЙЧИВОСТИ КРОВЛИ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТОВ МЕСТОРОЖДЕНИЙ США

В угледобывающих странах мира разработаны различные оценки устойчивости кровли угольных пластов. Далее в качестве примера приведен критерий CMRR (Coal Mining Roof Raiting), применяемый в США. Его количественная оценка изменяется от 0 до 100, где показатель 0 характеризует абсолютно неустойчивую кровлю, а показатель 100 – абсолютно устойчивую. Обычный диапазон CMRR в угольных шахтах колеблется в диапазоне 25-200. Если этот показатель меньше 25, кровля обрушается сразу после угледобычи.

Для определения CMRR на первом этапе оценивают единичный показатель UR (Unit Raiting) для каждого отдельного слоя породы (в интервале его пересечения анкерной крепью). С этой целью проводятся специальные испытания растягивающих напряжений. Так, для слабых пород, имеющих поверхности скольжения, чувствительность к влаге, наличие комковатой глины оценка UR = 29. С другого конца шкалы массивный кристаллический песчаник будет иметь UR = 77.

На втором этапе определяют показатель RR (Roof Raiting), представляющий собой общую оценку кровли. Показатель рассчитывается, как оценка UR средневзвешенная по мощности слоев пород, пересекаемых анкерной крепью. Дополнительные пункты к этой оценке прибавляются при наличии в кровле крепких пород мощностью более 0,3 м, вычитаются при слабых контактах ме-

жду породными слоями или притоках воды. В результате этих оценок получают интегральный показатель CMRR. На рис. 1 показана величина CMRR для разных видов горных пород в угледобывающих районах США.

На рис. 2 показана карта показателя CMRR для одной из шахт в восточной части штата Огайо. В кровле разрабатываемого пласта залегает, в основном, крепкий песчаник ($UR = 76$), но местами он заменяется сланцем ($UR = 28$), часто обрушающимся перед установкой анкерных болтов и между ними. В некоторых местах кровля не допускает провисания или может быть восприимчива к горизонтальным нагрузкам. Благодаря определению таких зон и идентификации их крепости с помощью CMRR, могут быть приняты меры по установке дополнительной крепи.

В шахте штата Иллинойс типичная кровля состоит из сланца мощностью 1 м ($UR = 35$), перекрытого слоем известняка мощностью 0,4 м ($UR = 100$). Средневзвешенная оценка устойчивости такой кровли составляет $RR = 55$, а частота ее падений – 0,27 на 10000 м² кровли. Когда мощность известняка становится меньше 0,3 м оценка RR снижается до 44, а частота падений кровли увеличивается до 1,53 на 10000 м² (рис. 3).

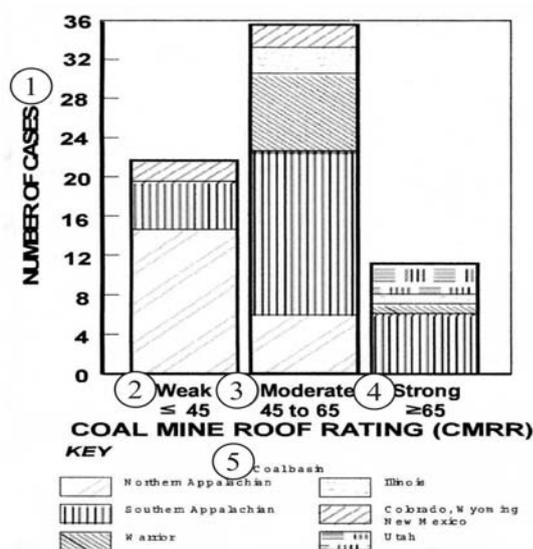


Рис. 1 Оценка CMRR для разных видов горных пород угледобывающих районов США: 1 – число случаев; 2 – слабые; 3 – средние; 4 – крепкие.

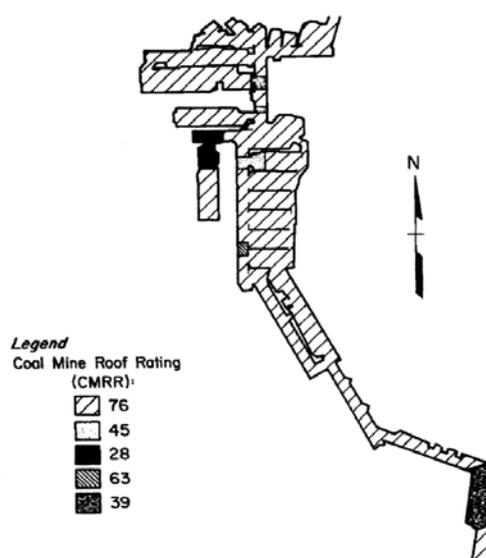


Рис. 2. Карта оценки CMRR для одной из шахт в восточной части штата Огайо

На рис. 4 показано уменьшение значения CMRR для пород, залегающих над пластовой выработкой, при неправильной установке анкерного болта. На

рис. 4 а болт достигает главного слоя известняка с показателем UR = 100 и средневзвешенным RR = 72. На рис. 4 б анкерный болт остается в известняке малой крепости с UR = 39, общее значение RR снижается до 30.

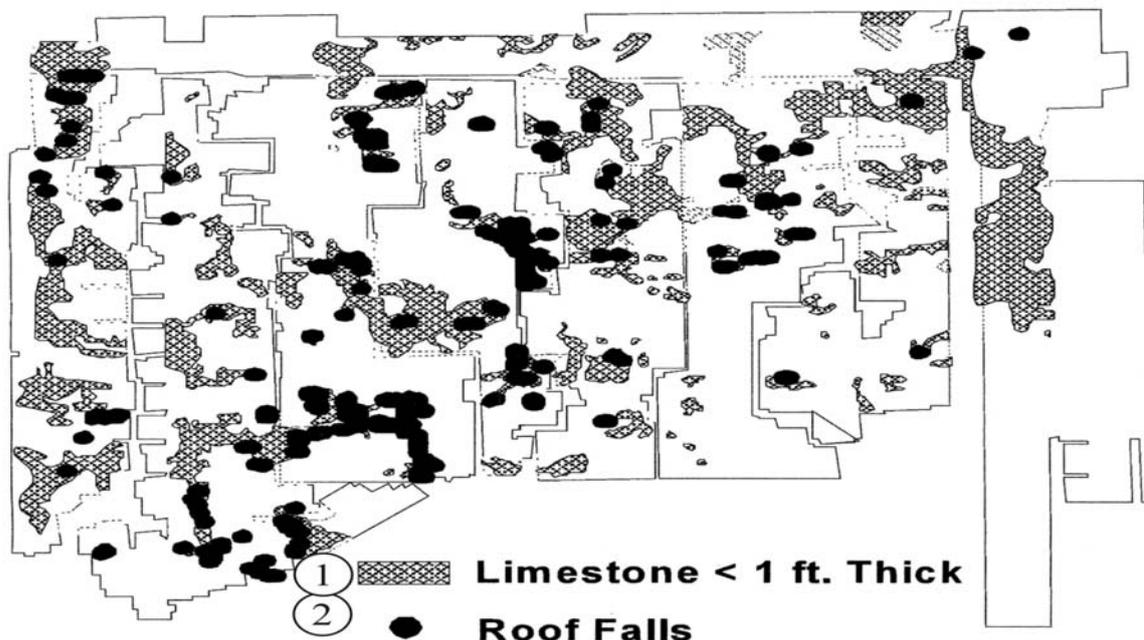


Рис. 3. План горных работ одной из шахт штата Иллинойс
1 – известняк мощностью менее 0,3 м; 2 – обрушения кровли

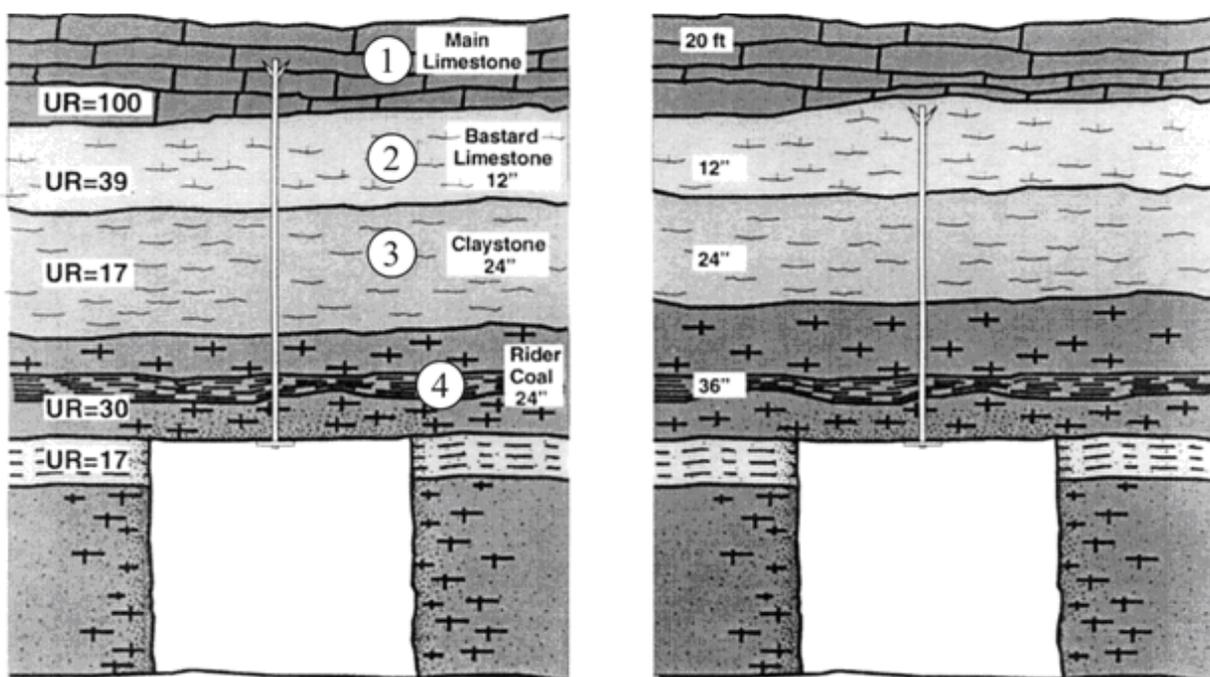


Рис. 4 Уменьшение показателя CMRR при неправильной установке анкерного болта: 1 – главный известняк; 2 – известняк низкого качества, 3 – аргиллит; 4 – тонкий пласт-спутник

УДК 622.831.3.02

*И.Ю. Старотиторов, асп., Р.Ю. Киреев, студ., каф. СГМ, НГУ,
г.Днепропетровск, Украина*

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ КРИТЕРИЕВ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД

Наука о прочности преследует цель определения предельного уровня напряжений, которые может выдержать материал без разрушения при произвольном способе его нагружения. Эту задачу призваны решать существующие теории прочности: функциональные зависимости, связывающие в одном уравнении критические компоненты напряжений и пределы прочности материала на растяжение, сжатие, сдвиг. На сегодняшний день известно довольно большое количество теорий прочности [1, 2]. Все они не универсальны: хорошо описывая процесс разрушения одних твердых тел, они непригодны для других, отличающихся структурой.

В зависимости от способа получения все критерии прочности можно разделить на две большие группы: аналитические и эмпирические. Наиболее известные аналитические критерии прочности: Треска-Сен-Венана, Ю.И. Ягна, П.П. Баландина, И.Н. Миролюбова, Л.Я. Парчевского-А.Н. Шашенко и т.п. К наиболее популярным эмпирическим относятся критерии О. Мора, З.Т. Бенявского, Хоека-Брауна и некоторые другие.

Одной из первых теорий прочности, более или менее удовлетворительно описывающих процесс разрушения твердых тел, является теория разработанная П.П. Баландиным [2], которая основывается на результатах испытаний материала при предельных одноосном растяжении и одноосном сжатии. Формула эквивалентности теории прочности П.П. Баландина, приводящая сложное напряженное состояние к простому одноосному (для случая, когда $\sigma_1 > \sigma_2 = \sigma_3$), выглядит так

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + 2\sigma_3) + \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_1 + 2\sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c, \quad (1)$$

где σ_e – так называемое напряжение, эквивалентное одноосному напряженному состоянию; σ_1 и σ_3 – главные значения компонентов тензора напряжений; $\psi = R_p / R_c$ – коэффициент хрупкости горных пород ($\psi=1$ – соответствует понятию идеальной пластичности, $\psi=0$ – идеальной хрупкости); R_c и R_p – соответственно пределы прочности материала при одноосном сжатии и растяжении.

В настоящее время за рубежом наибольшее применение нашел критерий прочности Хоека-Брауна [3], в Украине критерий прочности Л.Я. Парчевского-

А.Н. Шашенко [1]. Причем, если первый получен эмпирическим путем, то второй чисто теоретическим.

Критерий прочности предложенный Хоеком и Брауном для ненарушенной породы имеет следующий вид

$$\sigma_1 = \sigma_3 + R_c \left(m \frac{\sigma_3}{R_c} + 1 \right)^{0,5}, \quad (2)$$

где m – постоянная, учитывающая генезис и текстуру горных пород ($0 \leq m \leq 33$). Большая величина m соответствует более хрупким породам.

Критерий прочности Л.Я. Парчевского-А.Н. Шашенко выглядит так:

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_3) + \sqrt{(1 - \psi)^2 (\sigma_1 + \sigma_3)^2 + 4\psi(\sigma_1 - \sigma_3)^2}}{2\psi} \leq R_c. \quad (3)$$

С целью дать качественную оценку рассмотренным теориям прочности в пределах одной безразмерной системы координат ($X = \sigma_3/R_c; Y = \sigma_1/R_c$) были построены нелинейные паспорта прочности для хрупкой горной породы (рис. 1). В качестве базовой использовалась усредняющая кривая, построенная в пределах этой же системы координат по экспериментальным точкам, полученным А.Н. Ставрогиным [1] в результате многочисленных испытаний горных пород. Критерии прочности оценивались по степени отклонения описанных ими паспортов от результирующей кривой.

Как следует из рисунка сравниваемые критерии прочности дают отличающиеся результаты. Кривая, соответствующая критерию Хоека-Брауна, при $m = 10$ (что отвечает тестируемым породам в исследованиях А.Н. Ставрогина) располагается выше результирующей кривой. Причем при $m > 10$ кривая уходит резко вверх. Расчеты, выполняемые по критерию Хоека-Брауна, будут тем точнее, чем слабее, пластичнее рассматриваемые породы. В случае же крепких, хрупких пород расчеты выполняемые по этому критерию, будут несколько завышены, что должно корректироваться при оценке прочности проектируемых сооружений введением соответствующего запаса прочности.

Чуть ниже результирующей кривой располагаются кривые, соответствующие критериям Л.Я. Парчевского-А.Н. Шашенко и П.П. Баландина. Оба критерия позволяют достаточно хорошо прогнозировать прочность хрупких горных пород. Причем оба позволяют делать это с некоторым заранее заложенным в структуре формул запасом прочности. При этом запас прочности в критерии Л.Я. Парчевского-А.Н. Шашенко заложен несколько больший, чем в критерии П.П. Баландина.

Таким образом, на сегодняшний день наиболее подходящим для практического использования является критерий прочности Л.Я. Парчевского-А.Н. Шашенко.

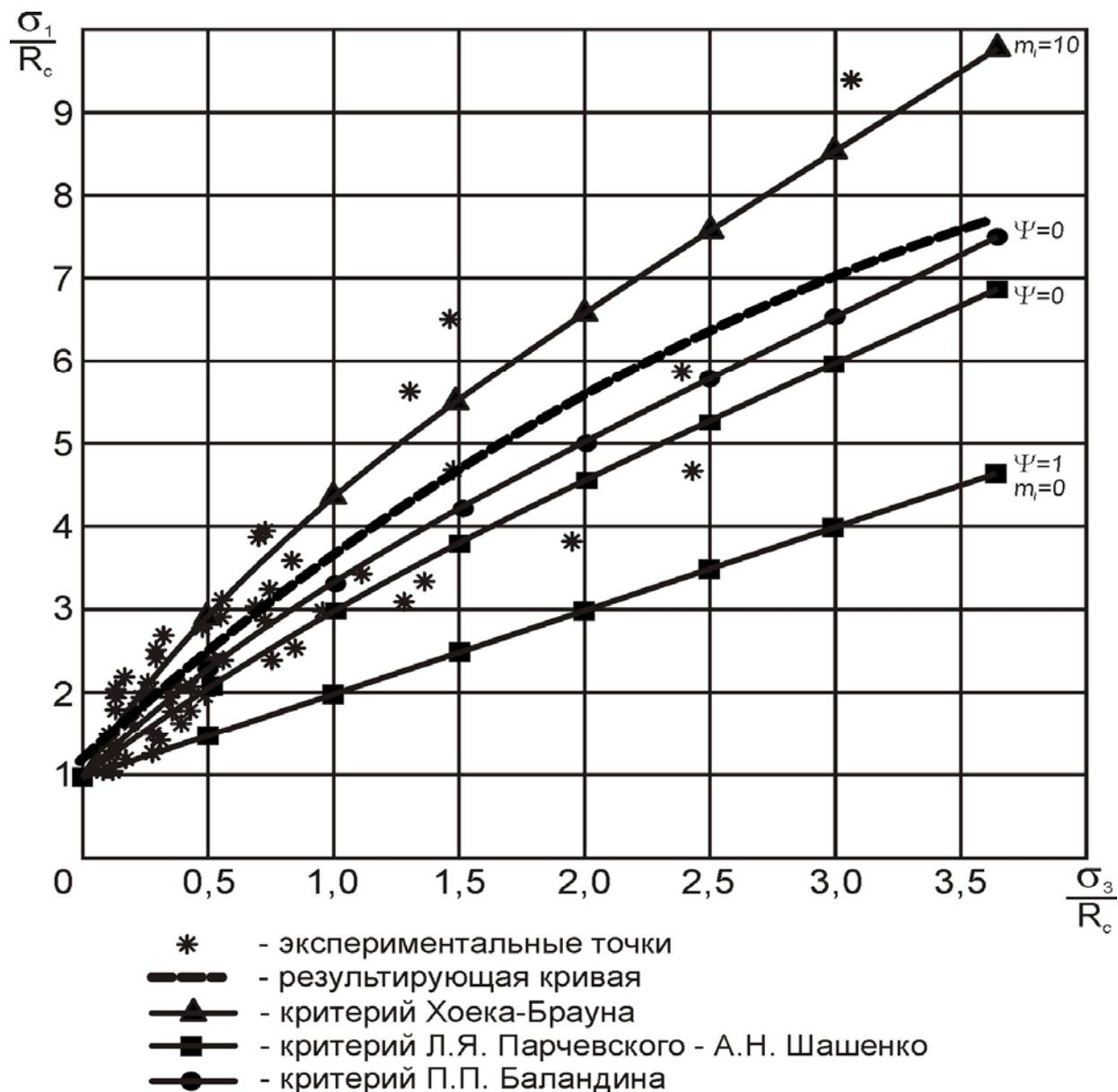


Рис. 1. Сравнение существующих критериев прочности с экспериментальными данными (по А. Н. Ставрогину [1])

Библиографический список

1. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород: Учебник для вузов. – К.: Новый друк, 2003. – 400 с.
2. Расчеты на прочность в машиностроении/ Пономарев С.Д., Бидерман В.Л. и др. – Москва: МАШГИЗ, 1956. Том I. – 884 с.
3. Hoek, E., Carranza-Torres, C. and Corkum, B. (2002) Hoek-Brown criterion – 2002 edition. Proc. NARMS-TAC Conference, Toronto, 2002.- 1. – p. 267-273.

УДК 622.831.3

*Н.Н. Касьян, д.н.т., проф., зав. каф. МРПИ, И.Г. Сахно, к.т.н., доц.,
С.Г. Негрей, к.т.н., доц., каф. МРПИ, ДонНТУ, г. Донецк, Украина*

МОДЕЛИРОВАНИЕ СТРУКТУРНО-НЕОДНОРОДНЫХ МАССИВОВ ГОРНЫХ ПОРОД С ПРИМЕНЕНИЕМ МЕТОДА КОНЕЧНЫХ ЭЛЕМЕНТОВ

В последние годы значительный рост информационных технологий обусловил широкое применение компьютерной техники для анализа напряженно-деформированного состояний тел в различных отраслях науки. Для этой цели применяются различного рода расчетные пакеты, основанные на численных методах решения. Наиболее распространенным из них является метод конечных элементов (МКЭ) или метод Ритца. Несмотря на свою популярность, этот метод, равно как и любой другой вариационный метод, имеет существенный недостаток – сложность получения априорных оценок. Поэтому для применения метода с достаточной точностью, необходимо производить сравнение каждой расчетной программы с экспериментальными данными, то есть, необходима верификация модели.

При решении вопросов горной геомеханики зачастую возникает необходимость смоделировать некоторую область массива, представленную разрушенными или дискретизированными породами. Например, при моделировании зоны разрушенных пород (ЗРП) или искусственных охранных сооружений из рядовой породы.

В этом случае использование упругой линейной модели, априори заложенной в МКЭ, когда напряжения пропорциональны деформациям, а поведение материала описывается законом Гука, не является корректным. Энергетическая теория прочности, широко применяемая для металлов, также не подходит для горных пород.

В механике грунтов и строительной механике для материалов с хрупким разрушением рекомендуется использовать критерий, предложенный Кулоном, совпадающий с условием пластичности Треска

$$|\sigma_i - \sigma_j| = 2c,$$

где $i \neq j$, $i, j = 1, 2, 3$; $\sigma_{1,2,3}$ – главные напряжения, МПа; c – const.

Разрушение, согласно этому условию происходит при достижении максимальными касательными напряжениями некоторой физической константы пород c . Эта закономерность известна также как теория прочности Кулона-Мора

$$\tau = c + \sigma \cdot \operatorname{tg} \varphi, \quad (1)$$

где c – сцепление, количественно равное пределу прочности среды на срез при отсутствии нормальных напряжений, МПа; φ – угол внутреннего трения, град.

Применительно к дискретным несвязным средам, коэффициент сцепления равен нулю, и выражение (1) показывает, что разрушение (движение) сыпучих сред произойдет, когда максимальное касательное напряжение в данном месте выйдет за огибающую кругов Мора [1].

На наш взгляд, учет при математическом моделировании разрушенных пород закона Кулона-Мора позволит получить более достоверные результаты.

Для проверки верности приведенных выше соображений авторами было проведено математическое моделирование процесса выдавливания дискретизированных пород почвы в полость выработки, обусловленного нарушением равновесного состояния системы «крепь– зона разрушенных пород– окружающий породный массив» в результате проведения подрывки почвы без применения и с применением механического отпора этому процессу.

При этом в качестве эталона были приняты результаты экспериментов на структурных моделях (рис. 1), проведенных в лабораторных условиях [2].

Исходные данные для математического моделирования были получены путем лабораторных испытаний пород, закладываемых в структурную модель. Следует отметить, что конечной целью было не столько получение неких абсолютных значений смещений пород почвы в натуральных условиях, сколько обоснование возможности математического описания деформационных процессов в разрушенных породах при помощи МКЭ.

Математическое моделирование проводилось методом конечных элементов с использованием программного комплекса ANSYS. Задача решалась в объемной постановке. В силу осесимметричности задачи моделировалась половина сечения вдоль вертикальной оси (рис. 1).

На рисунке 2 приведена картина распределения эквивалентных напряжений рассчитанных по энергетической при нагрузке по контуру равной 0,2 МПа, при отсутствии отпора по почве (а) и при отпоре 3 кПа (б).

При этом напряжения внутри ЗРП в первом и втором случаях одинаковые. Различие только в напряжениях, возникающих вокруг выработки на расстоянии 25-75% от ее ширины. Это можно объяснить перемещением и уплотнением пород внутри зоны, так как моделировалась жесткая крепь, по контуру выработки образуется область повышенных напряжений. Максимальные напряжения наблюдались в углах выработки. В почве выработки была зона разгрузки размером около 50 % от ширины выработки в случае без отпора, и около 25% – при отпоре.

В результате математического и структурного моделирования при различных величинах пригрузки по периметру зоны разрушенных пород была получена количественная зависимость величины выдавливания разрушенных пород почвы в полость выработки от величины механического отпора этому процессу (рис. 3).

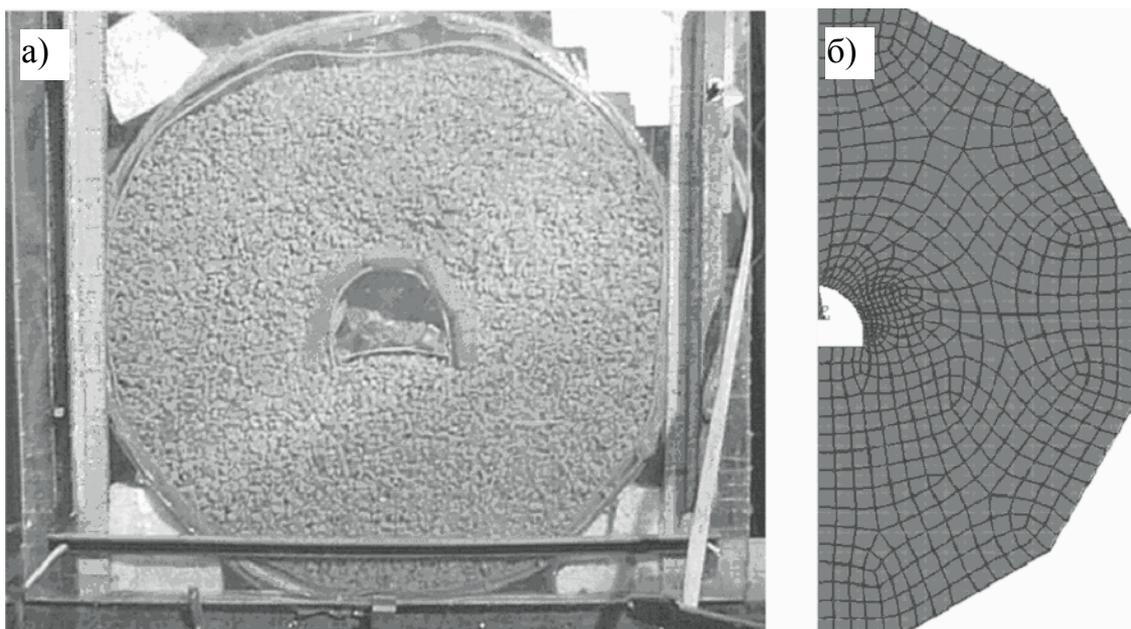


Рис. 1. Общий вид модели: а– лабораторное моделирование, б– моделирование с помощью МКЭ

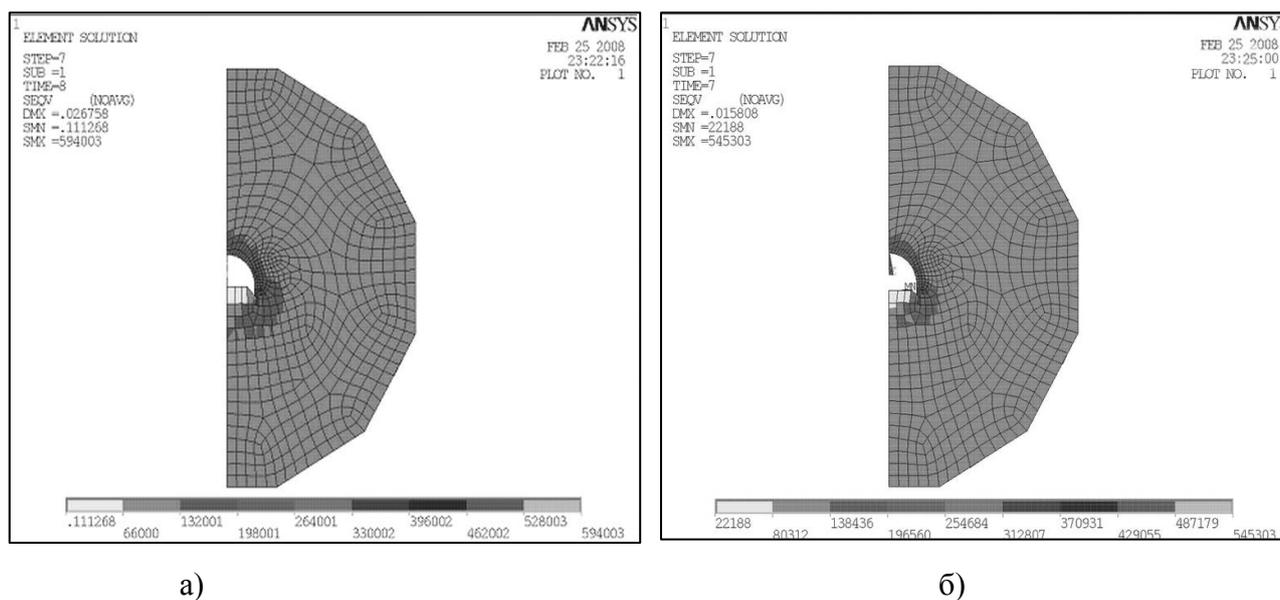


Рис. 2. Картина распределения в модели эквивалентных напряжений, рассчитанных по энергетической теории: а– без отпора по почве выработки, б– с отпором 3 кПа

Из полученной зависимости следует, что с увеличением отпора, прикладываемого к почве выработки, уменьшается величина ее смещений, причем значение механического отпора на два-три порядка меньше сил, действующих по периметру зоны разрушенных пород.

Из рисунка 3 видно, что линии регрессии, построенные по результатам структурного и математического моделирования, имеют одинаковый характер. Учитывая достаточную сходимость результатов можно сделать вывод о том, что математическое моделирование позволяет достаточно точно описать деформационные процессы в дискретной среде.

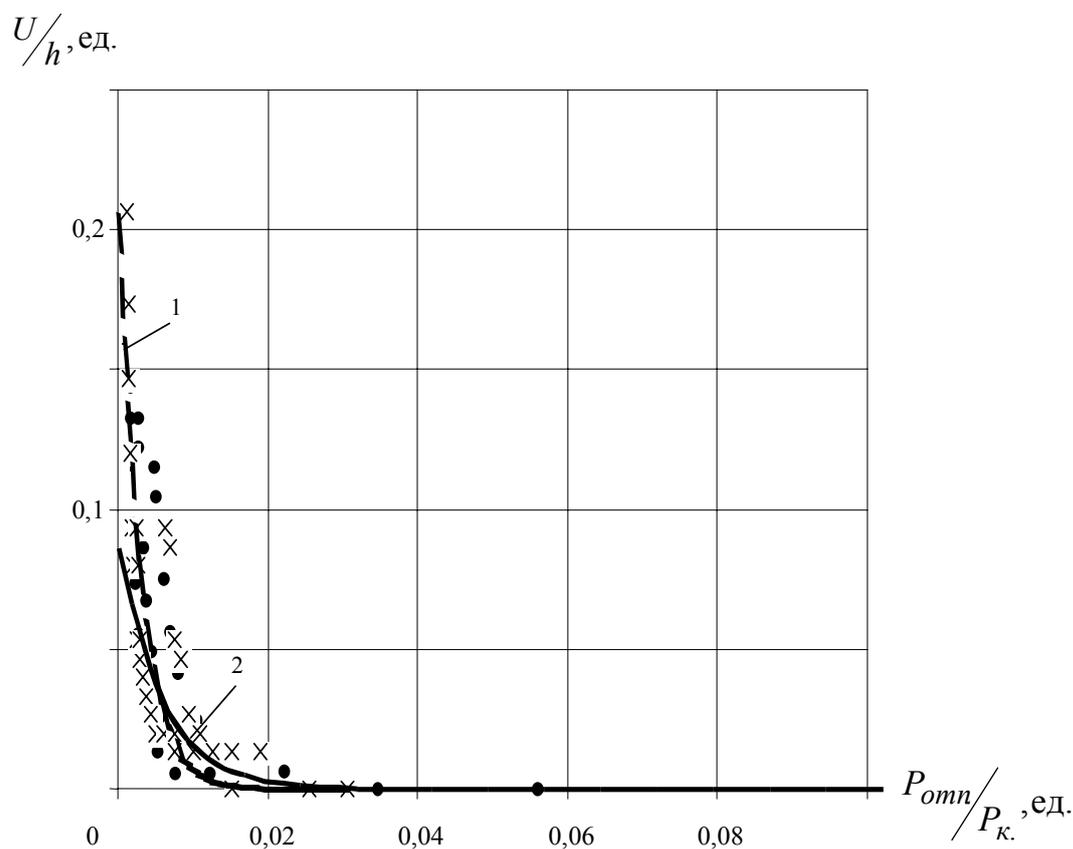


Рис. 3. Графики зависимости U/h от $P_{омн.}/P_{к.}$, полученные по результатам структурного (1) и математического (2) моделирования

На основании проведенных исследований можно сделать вывод, что учет в расчетной модели критерия Кулона-Мора позволяет более качественно описать деформационные процессы в разрушенных породах и при наличии исходных данных с помощью МКЭ с большой достоверностью можно моделировать разрушенные породы и сыпучие тела.

Библиографический список

1. Ершов Л.В., Либерман Л.К., Нейман И.Б. "Механика горных пород" – М.: Недра, 1987. – 192с.
2. Касьян Н.Н., Негрей С.Г., Сахно И.Г. О влиянии механического отпора выдавливания пород почвы горных выработок на их смещения // Разработка рудных месторождений. – 2004. – Вып. 87. – С. 28-29.

УДК 622.268.1:622.235.67

Н.Р. Шевцов, д.т.н, проф., А.Н Шкуматов, к.т.н., доц.,
И.А. Черкасов, маг-р., каф. СШ и ПС, ДонНТУ, г. Донецк

УСТАНОВЛЕНИЕ ДАЛЬНОСТИ РАЗЛЕТА ПОРОДЫ ПРИ КРИВОЛИНЕЙНО-УСТУПНОМ ПРОХОДЧЕСКОМ ЗАБОЕ С ДВУМЯ ОТКРЫТЫМИ ПОВЕРХНОСТЯМИ

В угольной промышленности Украины на выполнение разделки сопряжений (строительства технологических частей) горных выработок ежегодно затрачивается около 200 тыс. человеко-смен. С возрастанием протяженности выработок увеличивается и количество сооружаемых и поддерживаемых сопряжений. Выполнение этого этапа затрудняет движение внутришахтного транспорта, снижает безопасность труда, повышает стоимость сооружаемых выработок, а, следовательно, и себестоимость 1 т добываемого полезного ископаемого.

Цель исследований состояла в обосновании и разработке технических решений, направленных на снижение дальности и повышение кучности разлета породы при строительстве горных выработок.

Для предотвращения деформации кусками взорванной породы крепи и коммуникаций в выработке, сопрягающейся с проводимой, предложено [1] придавать забою криволинейно – уступную форму (рис.1). При этом верхняя часть

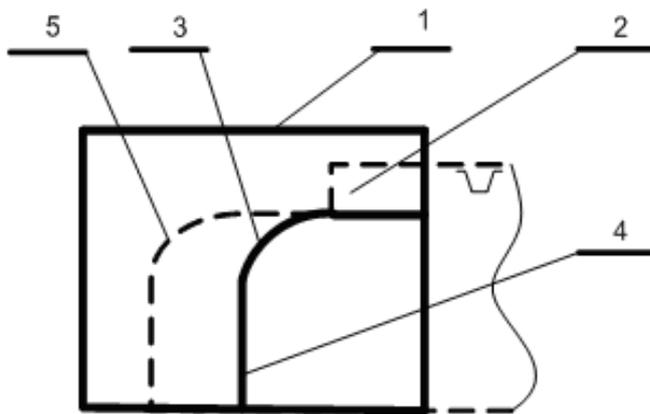


Рис. 1. Криволинейно-уступная форма проходческого забоя

забоя, прилегающая к выработке (1), выполняется в виде уступа (2), который сопрягается с цилиндрической поверхностью (3) определенного радиуса, перпендикулярной продольной оси выработки. Нижняя часть забоя (4) вертикальна. (5) контур выработки после взрывания. Для проведения лабораторных экспериментов по оценке эффективности предложенной формы изготовлена модель выработки из эквивалентных материалов.

Использовался метод, основанный на общем законе механического подобия и теории размерностей [2], согласно которому критерий подобия или инвариант вычисляется из выражения (1):

$$\frac{P_m}{q_m \cdot a_m \cdot L_m} = \frac{P_n}{q_n \cdot a_n \cdot L_n} = inv, \quad (1)$$

где P_m, P_n – силы, действующие в модели и в натуре; q_m, q_n – плотность материала модели и природы; a_m, a_n – ускорение в модели и в натуре; L_m, L_n – линейные размеры в модели и в натуре.

В качестве эквивалентного материала при моделировании использовалась цементно–песчаная смесь (Ц:П=1:3). Полученная модель забоя в масштабе 1:10 приведена на рис.2. Порядок изготовления модели следующий. Был изготовлен

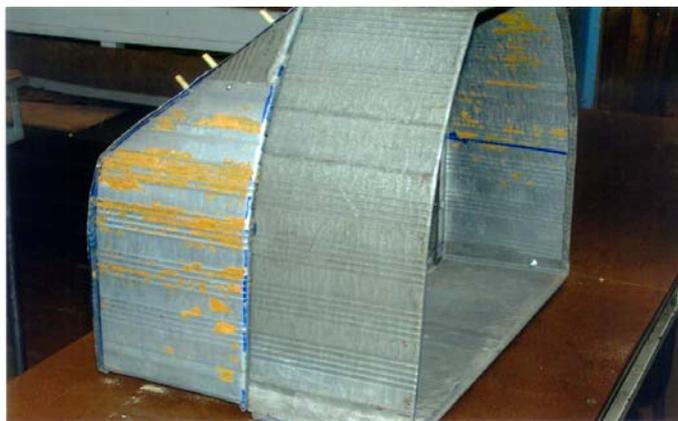


Рис. 2. Матрица для цементно-песчаной модели криволинейно-уступного проходческого забоя

металлический сборно – разборный каркас размером 650x650x650, внутри которого размещалась матрица, имитирующая криволинейно – уступную форму проходческого забоя площадью сечения в проходке 12,5 м². Пространство между матрицей и стенками куба заливалось цементно-песчаным раствором. После набора раствором достаточной прочности матрица была извлечена. В качестве временной крепи применялись железобетонные анкера, представляющие

собой металлические стержни длиной 172 мм, диаметром 3 мм, изготовленные из Ст-5. Для их размещения было пробурено 12 шпуров длиной 150 мм и Ø6 (два ряда по 6 шпуров в уступной и криволинейной частях забоя, расстояние между Анкерами – 70 мм). После набора раствором достаточной прочности было произведено натяжение анкеров при помощи гаек, навинчиваемых на резьбовую часть анкера длиной 22 мм. Под гайками размещались шайбы диаметром 20 мм с отверстием диаметром 4 мм. Для определения прочности модели одновременно с ней заливался куб размером 70x70x70 мм, объемом $V=343 \cdot 10^{-6}$ м³, массой $m=690$ г, удельным весом $\gamma=1,2 \cdot 10^3$ кг/м³.

Изготовленные кубики затем раздавливаются на механическом прессе (машине испытательной разрывной Р-5). Прочность образца составила 23,8 МПа. Через 7 суток после начала твердения при помощи динамометра было измерено усилие выдергивания анкера, которое составило 110 Н. Проверочный расчет на прочность закрепления в бетоне выполнен по формуле

$$P_c = \pi \cdot d_c \cdot \tau_a \cdot l_3, \quad H, \quad (2)$$

где d_c – диаметр стержня анкера (арматуры), м; l_3 – глубина заделки стержня в бетоне, м; τ_a – удельное сопротивление сдвигу стержня в бетоне или полимербетоне, кПа.

По экспериментальным данным при бетоне классов В20-В30 и длине заделки стержня в нем 15 см прочность закрепления составила 155 Н, что подтверждает сходимость практических и теоретических результатов.

Затем, в соответствии с выполненным расчетом паспорта БВР, был пробурен 31 шпур диаметром 6 мм и глубиной 150 мм (рис.3). Взрывание производилось при помощи электродетонаторов ЭДКЗ-0П в последовательности, соответствующей номерам шпуров. Тип забойки – песчано-глинистая. Для сокращения дальности разлета породы из вертикальной части проходческого забоя в первую очередь взрывались шпуры 1-3 в уступной части. Дальность разлета породы определялась при помощи мишеней, уложенных горизонтально на почву (рис.4).

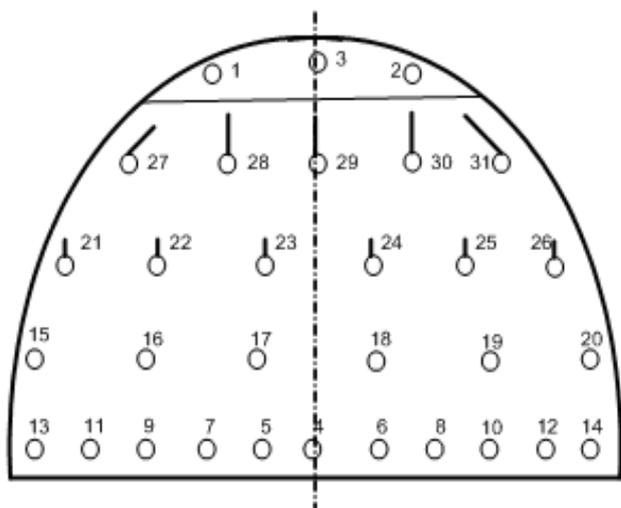


Рис. 3. Схема расположения шпуров

Анализ результатов экспериментов показал, что при взрывании шпуров в уступной части проходческого забоя можно выделить три зоны расположения взорванной породы: 1-я зона: около 20% взорванной породы, расположена под уступом; 2-я зона: около 70% взорванной породы, расположена от торца уступа на расстоянии $(0 \dots 2,5) H$, где H – высота выработки; 3-я зона: около 10% взорванной породы, разлетается на расстояние $(2,5 \dots 4) H$.

взорванной породы: 1-я зона: около 20% взорванной породы, расположена под уступом; 2-я зона: около 70% взорванной породы, расположена от торца уступа на расстоянии $(0 \dots 2,5) H$, где H – высота выработки; 3-я зона: около 10% взорванной породы, разлетается на расстояние $(2,5 \dots 4) H$.



а)



б)

Рис. 4. Установка для исследования дальности разлета породы: а – модель до взрываний; б – модель после взрывания шпуров в уступной части.

Промышленные исследования по установлению длины отброса основного объема взорванной горной массы были выполнены при выполнении опытных взрываний в 15-ти тупиковых нарезных и подготовительных выработках 5-ти шахт ГП «Шахтерскуголь». Площадь поперечного сечения выработок в свету изменялась от 2,4 до 11,2 м², а высота H – от 0,85 до 3,4 м. Взрывания производились в забоях с одной и двумя поверхностями обнажения при общем расходе ВВ от 8,8 до 23,0 кг и глубине шпуров от 2,0 до 3,0 м. Обработка полученных результатов показала, что в выработках с одной открытой поверхностью дальность отброса основной массы породы (угля) равна $6H$ при максимальной высоте отвала $0,5H$. В выработках с двумя открытыми поверхностями эти показатели равны $3H$ и $0,7H$, соответственно [3].

Для большего сокращения дальности и повышения кучности разлета породы целесообразно применение легкоразборных прочных и экономичных защитных экранов (щитов), которые устанавливаются на расстоянии $2,5H$ от торца уступа.

При внедрении разработанного технического решения в производственных условиях обеспечит сокращение дальности разлета породы, что позволит при строительстве сопряжений горизонтальных (горизонтальных и наклонных) выработок вместо дорогостоящих погрузочных машин применять скреперную погрузку, т.к. производительность скреперной установки существенно зависит от удаления скреперного полка от забоя.

Библиографический список

1. А. с. 1528075 СССР E21 В 9/00. Способ проходки горных выработок / **А.Г. Гудзь, А.Н. Шкуматов** и др. (СССР) – Заявл. 21.12.1987; Зарегистр. в Гос. реестре изобр. 8.09.1989.
2. Моделирование проявлений горного давления / **Г.Н. Кузнецов, М.Н. Бudyко, Ю.И. Васильев, М.Ф. Шклярковский, Г.Г. Юревич**. – Л.: Недра, 1968. – 278 с.
3. **Исследование и разработка импульсного способа** всасывания рудничной атмосферы при взрывных работах в тупиковых выработках Отчет по НИР (заключительный) / МакНИИ МУП СССР. – Макеевка, 1980. – 187 с.

УДК 622.233:622.235

В.В. Молодык, студ., каф. СГиГС, ДонГТУ г. Алчевск, Украина

РАЗРАБОТКА ПРОГРАММЫ ДЛЯ РАСЧЕТА БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ВЕРТИКАЛЬНОМ СТВОЛЕ

В практике проектирования приходится проводить громоздкие однотипные расчеты БВР для различных пластов пород, пересекаемых стволом.[1,2] Эти расчеты уместно выполнять с помощью простых и компактных компьютерных программ. Особую специфику на эти программы накладывают требования, вытекающие из целей обучения студентов. К сожалению, практика применения

учебных компьютерных программ изобилует случаями использования примитивных алгоритмов, когда студент, даже не зная изучаемый материал, может использовать такую программу в процессе обучения. Поэтому программа должна избавить студента от рутинных расчетов и выполнять обучающую функцию, в программе должно быть предусмотрены элементы обучения и контроля знаний студентов.

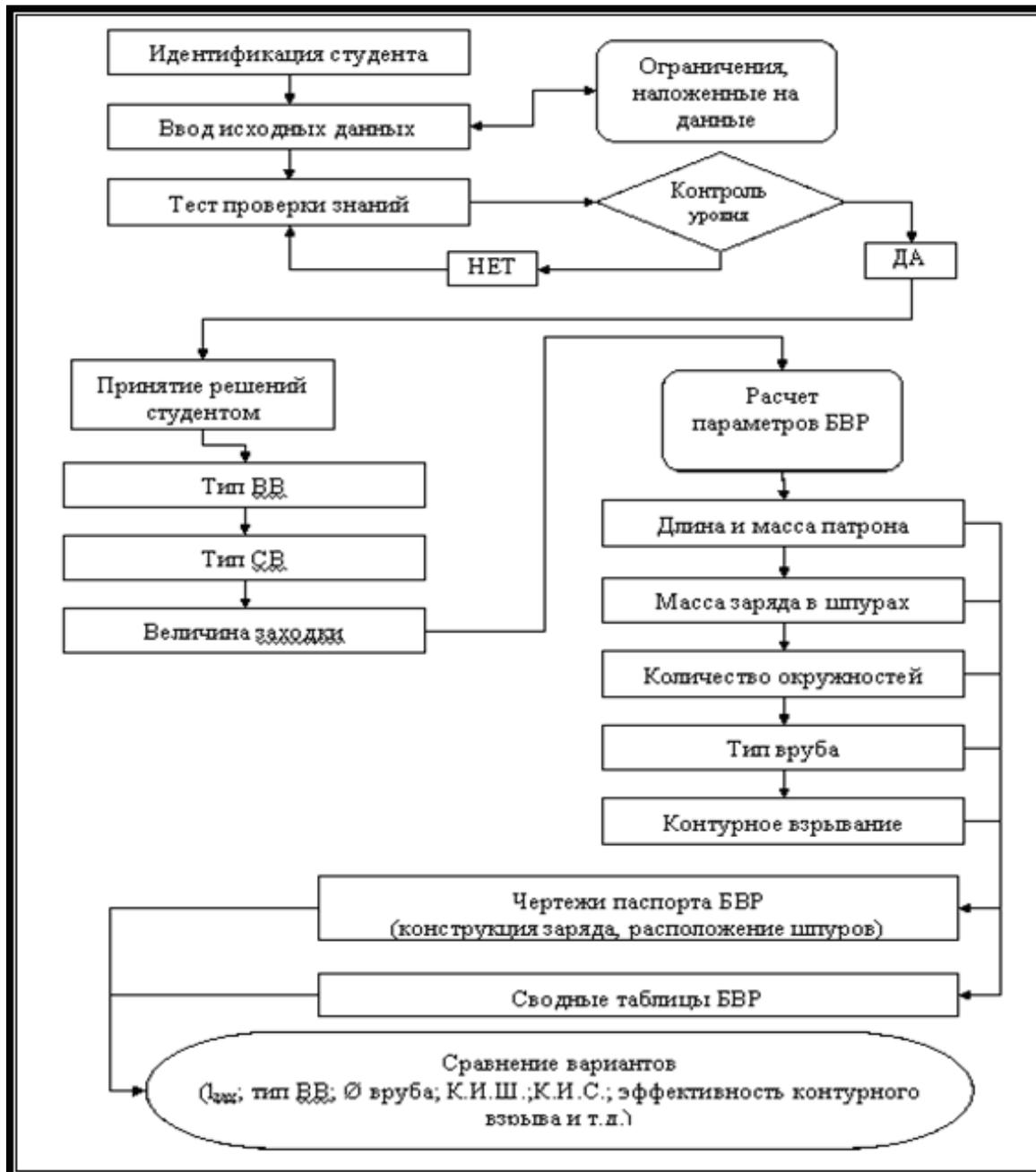


Рис. 1. Алгоритм программы «БВР ствола»

Алгоритм программы представлен на рис. 1. В соответствии с этим алгоритмом программа позволяет рассчитать массу и длину заряда в шпурах, количест-

во и расположение шпуров на окружностях. В итоге все расчеты в программе сведены в таблицы и строится схема паспорта БВР (рис. 2). Расчеты можно проводить многократно, варьируя исходные горногеологические данные, что позволяет сравнивать показатели БВР и определять их технико-экономические параметры.



Рис. 2. Скриншот результатов программы

Программа используется в учебном процессе ДонГТУ, доступна широкому кругу потребителей, имеет функции контроля знаний в виде выборочного теста, дает студенту на каждом этапе расчетов доступ к справочным материалам, учебникам и методическим пособиям, подсказывает студенту допустимую вариацию вводимых данных и их размерности, контролирует правильность ввода данных.

Программа обеспечивает проведение многовариантных расчетов с целью выбора оптимального решения.

Дальнейшие разработки намечено проводить в направлении расчетного обоснования оптимальных параметров вруба и расстояний между последовательно взрываемыми окружностями шпуров, что позволит значительно увеличить эффективность взрывного разрушения пород, добиться повышения к.и.ш. и степени дробления пород при уменьшенном количестве массы зарядов и числа шпуров.

Библиографический список

1. Насонов И.Д., Федюкин В.А., Шуплик М.Н. Технология строительства подземных сооружений. Учебник для вузов в 3-х частях. Ч.1. Строительство вертикальных выработок. М., Недра, 1983. 232 с.
2. Волошин В.Б., Методические указания. Технология сооружения вертикальных стволов в примерах. Алчевск, ЛАДО, 2002.

УДК 622.016.3.112.3

*Н.Н. Касьян, д.н.т., проф., зав. каф. МРПИ, Н.А. Овчаренко, асп.,
И.Г. Сахно, к.т.н., доц., О.Л. Самусь, асп., каф. МРПИ,
Ю.А. Петренко, к.т.н., доц., каф. ГГ, ДонНТУ, г. Донецк, Украина*

ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ РАБОТЫ НЕВЗРЫВЧАТЫХ РАЗРУШАЮЩИХ ВЕЩЕСТВ ПРИ УПРОЧНЕНИИ МАССИВОВ РАЗРУШЕННЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

В последние годы в мировой и отечественной практике начинают применяться невзрывчатые разрушающие средства, способные резко увеличиваться в объеме и создавать высокие давления в результате протекания реакций гидратации. Материалы на основе невзрывчатых разрушающих веществ (НРВ) в настоящее время применяются в основном для разрушения прочных пород и дробления негабаритных блоков при добыче скальных пород открытым способом. Существуют предпосылки применения НРВ в угольных шахтах взамен традиционных взрывчатых веществ, в этом направлении ведутся значительные научные исследования. Авторами статьи поставлена задача определения возможности применения НРВ с противоположной целью – для упрочнения вмещающего горную выработку массива в пределах зоны разрушенных пород.

Для решение поставленной задачи были проведены лабораторные исследования работы НРВ в условиях сходных с природными. Для испытаний был взят материал НРВ-80, выпускаемый в настоящее время промышленностью Украины.

Указанный материал представляет собой порошкообразное вещество на основе оксида кальция, является пылящим, негорючим, невзрывоопасным, что позволяет применять его в шахтных условиях.

Для проведения лабораторных испытаний был изготовлен специальный прибор (рис. 1), состоящий из следующих элементов: 1 – цилиндр; 2 – шток; 3 – винт; 4 – проставка.

Схема испытаний состояла в следующем. Приготовленный заданный объем пластифицированного НРВ-80 (5) помещался в цилиндр (1), после этого прибор устанавливался между плитами пресса и при помощи штока (2) создавался начальный распор. При кристаллизации вещества происходило его саморасширение, в результате чего оказывалось давление на шток. Измерение давления производилось при помощи динамометра ДОСМ-3-5, установленного между штоком и верхней плитой пресса. Контроль смещений штока проводили при помощи индикатора часового типа с точностью до 0,01мм. Общий вид установки для лабораторных исследований приведен на рис. 2.

Также было проведено испытание вещества в свободном состоянии. Анализ результатов проведенных исследований позволяет сделать следующие выводы:

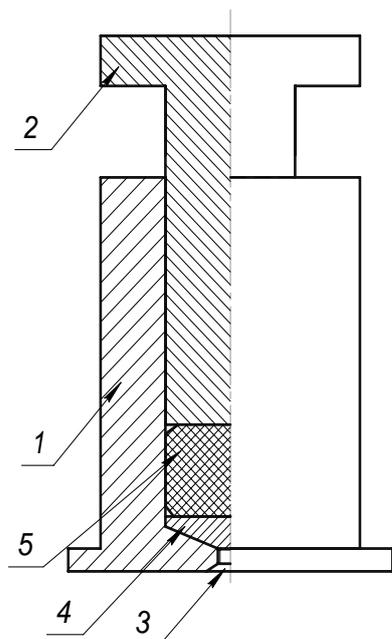


Рис. 1. Конструкция прибора для проведения испытаний

Рис. 2. Общий вид установки для лабораторных исследований

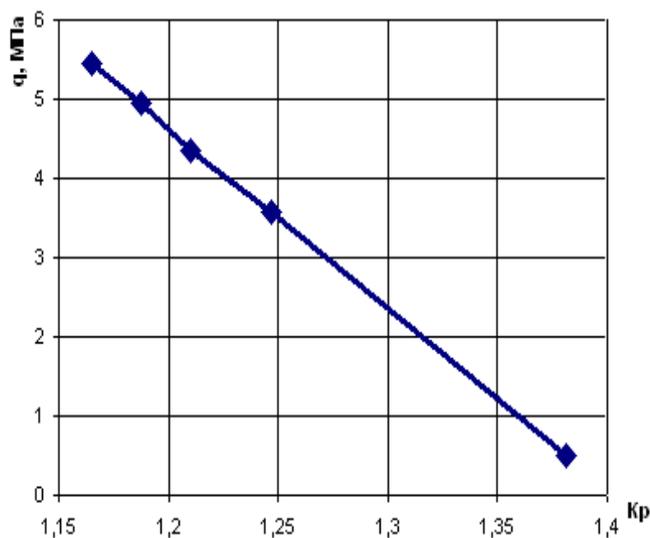


Рис. 3. График зависимости давления (q) развиваемого НРВ от коэффициента расширения

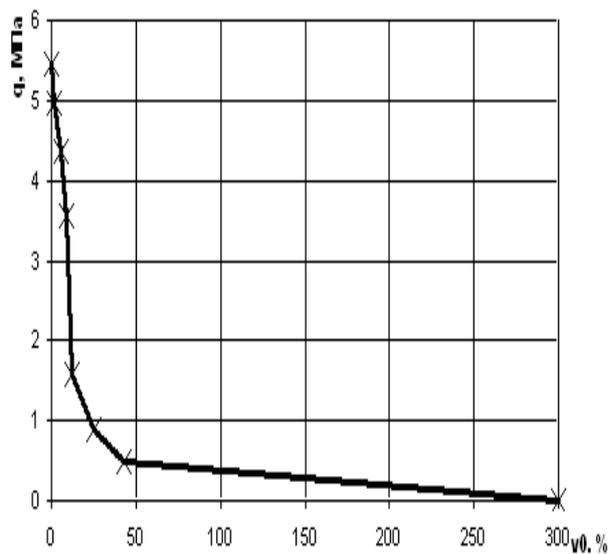


Рис. 4. График зависимости развиваемого давления (q) от величины допустимой начальной объемной деформации (v_0)

1. При работе в условиях одноосного сжатия за счет своего саморасширения (без начальной нагрузки) материал развивает давление до 6 МПа.

2. При возможности свободного деформирования происходит снижение эффективности работы НРВ. Так при допустимом начальном объемном деформировании 42,5% материал не развивает давления больше 0,5 МПа.

3. В условиях свободного объемного расширения материал способен увеличиваться в объеме до 300%, однако кристаллизация его в этом случае не происходит, после отвердевания материал представляет собой порошок.

На основании сравнения полученных результатов исследований с результатами лабораторного моделирования (1) можно сделать вывод, что создаваемое при саморасширении исследуемого материала давление является достаточным для создания распора в разрушенных породах. Вышесказанное позволяет сделать вывод о возможности применения НРВ-80 для упрочнения массивов разрушенных горных пород.

Библиографический список

1. **Разработка технологии перекрепления выработок**, обеспечивающей их устойчивость в послеремонтный период / Н.Н. Касьян, Ю.А. Петренко, А.О. Новиков, Н.А. Овчаренко // Геотехнологии и управление производством XXI века. Том 1. Монография. - Донецк: ДонНТУ, 2006. – С. 32-38.

УДК 622.28

С.А. Масленников, Асп. каф. ППГС и СМ ШИ ЮРГТУ НПИ, Россия

ПЕРСПЕКТИВЫ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ДВУХСЛОЙНОЙ ЧУГУННО-БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ.

В настоящее время горнодобывающая отрасль России выходит из состояния упадка середины 90-х годов. Строятся новые, реконструируются старые предприятия. Запасы полезного ископаемого находящегося на небольшой глубине и залегающего в благоприятных горно-геологических условиях ограничены, всё большее значение приобретает добыча сырья в районах распространения вечной мерзлоты, повышенного горного давления на больших глубинах, зонах геологических нарушений, при высоком гидростатическом напоре. В подобных условиях применение, при сооружении вертикальных стволов, наиболее распространённой, монолитной бетонной крепи часто нерационально или невозможно, более приемлемым вариантом оказывается возведение комбинированных, в частности чугунно-бетонных крепей. Данный вид крепи широко распространённый в 50-60-х годах прошлого века к настоящему времени используется в необоснованно зауженном диапазоне условий. Объясняется это в первую очередь недостаточной проработкой отдельных теоретических вопросов в проектировании и возведении такой крепи. Так, если по монолитной бетонной крепи ежегодно защищаются диссертации, издаются монографии, публикуются статьи, то по тубинговой крепи, несмотря на всё возрастающую потребность, ситуация прямо противоположная.

В связи с технологическими особенностями возведения комбинированной чугунно-бетонной крепи бетон подвергается нагружению на ранней стадии твердения, и может достичь предельного состояния до набора проектной прочности. Проиллюстрируем данное явление на примере проходки скипового ствола рудника "Мир" (Респ. Саха (Якутия)) в интервале глубин 983,1 – 992,1 м (т. к. №616-№622).

После разборки забоя и уборки породы очередной заходки (при глубине ствола 983 м) оказалось, что бетон был уложен на расстоянии 0,5 м. от забоя. При визуальном осмотре уже после следующей заходки на нижнем обресе бетонной крепи отмечались «заколы», интенсивное развитие трещин. По мере ведения проходки деформации и объём разрушенного (отделившегося) бетона увеличивался. Можно предположить, что нижний край заходки по бетонированию находится в плоском напряжённом состоянии, а не в объёмном, как остальная часть бетона крепи, и поэтому подвергается более интенсивному разрушению по мере удаления забоя и роста нагрузок. Возведение следующей заходки бетонирования не оказывает влияния на данный процесс, так как бетон, укладываемый в направлении снизу вверх, не прилегает достаточно плотно для создания соответствующего отпора. Так за тубингами образуются зоны разрушения. Замоноличивание этих разупрочнённых участков при контрольном нагнетании не восстанавливает равномерности поля напряжений, т. к. цементно-песчаный раствор имеет отличные от бетона характеристики (например, значительно более низкий модуль деформации). Это приводит к локальным концентрациям напряжений и увеличивает риск разрушения крепи.

Порядок и продолжительность проведения работ в рассматриваемом случае приведены в таблице 1.

На основании приведённых данных (полученных путём натуральных замеров и анализа отчётов о проведении ВР) и информации о средней продолжительности проходческого цикла равного 34 часа получаем возможность в точности воссоздать интересующую ситуацию в забое.

Прочность бетона R_T и R_{Tid} (с учётом влияния пониженной температуры $t=10^\circ$ и добавки 2% $CaCl_2$) для возраста 3-12 сут. определяем по формуле проф. Скраматаева Б.Г., для возраста 1,5 сут. по формуле М. Донец. Модуль упругости по формуле Сахновского К.В. Отступ крепи находим, зная первоначальный отступ крепи от забоя $l_0 = 0,5$ м. и среднее подвигание забоя за цикл (с учётом разборки) равное 2,38 м.

Относительную «нагруженность» бетона ($\frac{R_{ba}}{\sigma_{\theta(3)}^{in}}, \frac{R_{bav}}{\sigma_{\theta(3)}^{in}}$) определяем для объёмного напряжённого состояния реализуемого в основной части заходки, и для прочности на одноосное сжатие, реализуемое на нижнем крае бетона с момента уборки породы до возведения следующей заходки. Значения $\frac{R_{bav}}{\sigma_{\theta(3)}^{in}}$ и $\frac{R_{ba}}{\sigma_{\theta(3)}^{in}}$ оп-

ределим как частное соответствующей прочности и величины максимальных напряжений возникающих на внутреннем крае крепи, определённых по методике проф. Булычёва Н.С. [1] При расчёте была учтена лишь кратковременная ползучесть бетона.

Таблица 1

Продолжительность проходческих процессов

№№	Наименование процесса	Дата	Время выполнения, час., мин.	Продолжительность, час., мин.
1	Спуск и монтаж т. к. №622, подсыпка породы	21.08.06	0.00-3.00	3.00
2	Наращивание ставов бетоноводов	22.08.06	3.00-9.00	6.00
3	Приём и укладка бетона (64 м ³)	22.08.06	9.00-17.00	8.00
4	Уборка породы с разборкой под бурение (40+24 бадьи)	22-23.08.06	22.00-11.00	13.00
5	Бурение шпуров	23.08.06	11.30-19.30	8.00
6	Взрывание	23.08.06	21.10	-
7	Взрывание	25.08.06	8.50	-
8	Взрывание	26.08.06	21.10	-

Для оптимизции крепи была рассмотрена замена бетона марки В25 с (толщиной слоя 500 мм) на высокопрочный бетон класса В50 (с толщиной слоя 200 мм), и выполнен соответствующий расчет.

Сравнительный анализ расчётных данных показал, что при замене на бетон класса В50:

- снижается коэффициент α^* и соответственно нагрузки на крепь;
- напряжения распределяются по отдельным заходкам более равномерно (если в возрасте 1,5 сут. напряжения во втором случае выше, то при достижении максимальных значений напряжений в возрасте 7,4 сут. ситуация прямо противоположная);
- крепь работает в значительно более благоприятных условиях (напряжения снижаются в 1,1 - 1,6 раза);
- рост напряжений отмечен лишь на допредельных значениях в возрасте до 4-х суток, и не вызывает отрицательных последствий;
- произведённый расчёт дал удовлетворительное объяснение наблюдавшемуся разрушению бетонной составляющей многослойной крепи.

Выводы: замена обычных бетонов на высокопрочные в двухслойной чугуно-тюбинговой крепи позволяет избежать разрушения бетона на ранней стадии твердения, более рационально использовать несущую способность материалов

крепи, уменьшить диаметр ствола (в данном конкретном случае с 9,4 до 8,8 м), снизить трудоемкость и продолжительность работ по бетонированию, а также увеличить скорость проходки.

Библиографический список

1. **Н. С. Булычѳв.** Механика подземных сооружений. Москва Недра, 1994.
2. **Н. С. Булычѳв, Х. И. Абрамсон.** Крепь вертикальных стволов шахт». Москва Недра 1978.
3. **Сергеев С. В.** Передача напряжений в комбинированной крепи стволов. 2006 г. Семинар №15. с.220-223.

УДК 622.002.2

*Б.М. Андреев, д.т.н., проф., зав. каф. СГТ, А.О. Сахно, асп.,
КТУ, г. Кривой Рог, Украина*

ОЦІНКА ПРУЖНО-ПЛАСТИЧНОГО ДЕФОРМУВАННЯ АНІЗОТРОПНОГО ПОРОДНОГО СЕРЕДОВИЩА З УРАХУВАННЯМ УМОВ ЙОГО РУЙНУВАННЯ

Для оцінки стійкості та обґрунтування засобів підтримки і параметрів гірничих кріплень надзвичайно важливо знати пружно-деформований стан породного масиву навколо виробок. Найбільш складні умови проведення та підтримки виробок характерні для штреків, які проходять вздовж нашарування пластів сланцевих порід. Треба відзначити, що завдання у вивченні пружно-деформованого стану порід навколо таких виробок виявляється також найбільш складним.

Породний масив при проведенні виробок у напрямку вздовж нашарування сланців має не тільки фізичну анізотропію, що характеризується такими параметрами, як модуль пружності і коефіцієнт поперечних деформацій у взаємно перпендикулярних напрямках: в площині шарів, та в перпендикулярному до площині шарів напрямку, але й анізотропію характеристик міцності.

Стосовно фізичної анізотропії сланцевого породного масиву пропонується розглядати його як трансверсально-ізотропне середовище, матриця пружності якого визначена з урахуванням кута падіння сланцевих шарів [1].

При оцінці міцності анізотропних масивів визначну роль відіграє міцність по структурним послабленням породного масиву, до яких відносяться тріщини та контакти породних шарів. Наявність поверхонь послаблення перетворюють породний масив в анізотропний по властивостям його міцності. Міцність породного масиву залежить від значення кута α' , який складає напрямок дії максимальних головних напружень в породному масиві σ_1 з площиною структурного

ослаблення. Слід відзначити, що на підставі широких досліджень міцності шаруватих середовищ на зразках порід та еквівалентних матеріалів, в яких мають-ся внутрішні поверхні ослаблення, в лабораторних та натурних умовах [2, 3], з достатнім наближенням анізотропію властивостей міцності масиву можна врахувати, розглядаючи руйнування масиву по двох напрямках: співпадаючому з площиною контакту шарів, які являють собою поверхню ослаблення міцності; не співпадаючих з площиною контакту шарів.

В останньому випадку руйнування масиву може відбуватись внаслідок перевищення напруженнями, що діють у напрямку розтягування, міцності масиву на розрив T

$$\sigma_3 = -T \quad (T > 0), \quad (1)$$

або виконанням критерію Кулона в області стискання

$$\sigma_1 > S + \text{ctg} \psi \cdot \sigma_3, \quad (2)$$

де $S = 2C \text{ctg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$ – межа міцності при одноосному стисканні;

C, φ – зчеплення та кут внутрішнього тертя порід.

$$\text{ctg} \psi = \frac{1 + \sin \varphi}{1 - \sin \varphi}. \quad (3)$$

Урахування пластичних деформацій в задачах трансверсально-ізотропного масиву при його руйнуванні по площинам, які не співпадають з контактами нашарування порід, або мають по контактам таку ж саму міцність, як і в інших напрямках, виконане в роботі [4].

В даній статті ставиться за мету визначення приведених до осей головних напружень показників міцності порід, які б дали можливість враховувати руйнування порід по поверхням ослаблення міцності для розв'язання задачі пружно-пластичного деформування трансверсально-ізотропного середовища методом деформаційної теорії пластичності.

Існує зв'язок між нормальними σ_n та дотичними τ_t напруженнями в площині шарів та головними напруженнями σ_1 і σ_3 , (мал.1).

$$\sigma_n = \sigma_1 \sin^2 \alpha' + \sigma_3 \cos^2 \alpha'; \quad (5)$$

$$|\tau_m| = |\cos \alpha' \cdot \sin \alpha' \cdot (\sigma_1 - \sigma_3)|. \quad (6)$$

Оскільки $\sigma_1 - \sigma_3 \geq 0$ (стискаючі напруження беруться із знаком +), та розглядаючи діапазон $-\pi/2 \leq \alpha' \leq \pi/2$, де $\cos \alpha' \geq 0$, вираз (6) можна записати

$$|\tau_T| = \cos \alpha' \cdot \sin |\alpha'| \cdot (\sigma_1 - \sigma_3). \quad (7)$$

Підставивши значення (5) в умову (4), знайдемо

$$\sigma_3 = - \frac{T_K + \sigma_1 \sin^2 \alpha'}{\cos^2 \alpha'}. \quad (8)$$

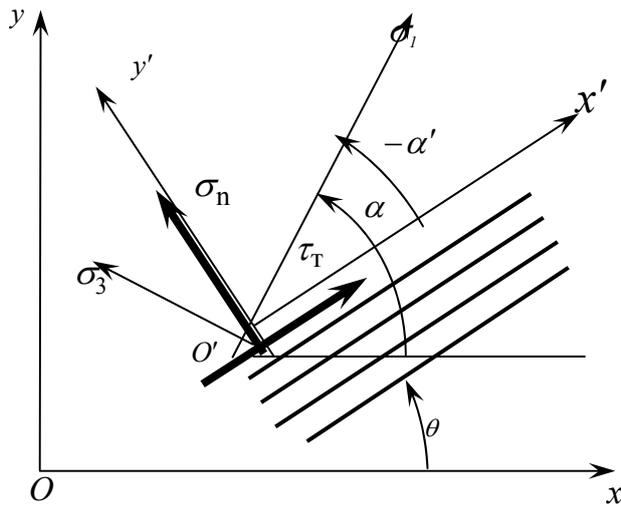


Рис. 1. Розміщення координатних систем відносно нашарувань порід

Тоді, згідно рекомендацій [5], вираз межі опору анізотропного за властивостями міцності масиву напруженням, що розтягують його у напрямку σ_3 , можна записати у вигляді

$$\sigma_3 = \max \left\{ \begin{array}{l} -T; \\ -\frac{T_K + \sigma_1 \sin^2 \alpha'}{\cos^2 \alpha'}. \end{array} \right. \quad (9)$$

Критерієм руйнування масиву по контактам ослаблення його міцності в області стискаючих напружень є умова Кулона

$$|\tau_T| > C_T + \operatorname{tg} \varphi_T \cdot \sigma_n. \quad (10)$$

Підставивши значення (7) в умову (10), знайдемо:

$$\sigma_1 = \frac{C_T \cdot \cos \varphi_T}{\sin |\alpha'| \cdot \cos(|\alpha'| + \varphi_T)} + \frac{\cos \alpha' \cdot \sin(|\alpha'| + \varphi_T)}{\sin |\alpha'| \cdot \cos(|\alpha'| + \varphi_T)} \cdot \sigma_3. \quad (11)$$

Слідуючи рекомендаціям [5], можна записати вираз граничного опору в області стискаючих напружень анізотропного за міцністю масиву по напрямку σ_1

$$\sigma_3 = \min \left\{ \begin{array}{l} S + \operatorname{ctg} \psi \cdot \sigma_3; \\ S_{\Pi} + \operatorname{ctg} \psi_{\Pi} \cdot \sigma_3, \end{array} \right. \quad (12)$$

де S_{Π} , ψ_{Π} , – приведені до осей головних напружень міцність порід при одноосному стисканні та кут ψ для умов зсуву по контактам

$$S_{\Pi} = \frac{C_T \cdot \cos \varphi_T}{\sin |\alpha'| \cdot \cos (|\alpha'| + \varphi_T)}; \quad \operatorname{ctg} \psi_{\Pi} = \frac{\cos \alpha' \cdot \sin (|\alpha'| + \varphi_T)}{\sin |\alpha'| \cdot \cos (|\alpha'| + \varphi_T)}. \quad (13)$$

Таким чином, маючи приведені до осей головних напружень значення міцності порід при одноосному стисканні S_{Π} та кут ψ_{Π} для умов зсуву по контактам, і визначаючи умови руйнування послабленого контактами шаруватого масиву виразами (9) та (12), за допомогою викладеної в [4] методики знаходження теоретичних напружень пружно-пластичного трансверсально-ізотропного масиву порід з розміцненням, в методі початкових напружень можна враховувати анізотропію міцності породного масиву, що має структурні послаблення у вигляді тріщин, контактів породних шарів, тощо.

Библиографический список

1. Сахно А.О. Основи врахування анізотропії для оцінки пластично-пружного деформування порід // Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений. Материалы международной научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых, организованной кафедрой «Строительство шахт и подземных сооружений» – Донецк, 2007 – Выпуск 13 – С. 15-17.
2. Прочность и деформируемость горных пород / Ю.М.Карташов, Б.В.Матвеев, Г.В.Михеев и др. – М.: Недра, 1979. – 269 с.
3. Фисенко Г.Л. Предельные состояния горных пород вокруг выработок – М.: Недра, 1976. – 272 с.
4. Андреев Б.М., Сахно А.О. Модель пружно-пластичного трансверсально-ізотропного масиву порід з розміцненням в методі початкових напружень // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2007. - №5. – С.23-28.
5. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение горных массивов. – М.: Недра, 1989. – 271 с.

УДК 622.831

*А.В. Солодянкин, к.т.н., доц., В.В. Янко, асп., каф., СГМ,
НГУ, г.Днепропетровск, Украина*

АКТУАЛЬНЫЕ ЗАДАЧИ ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ВЫРАБОТОК ПРИ ПЕРЕСЕЧЕНИИ ЗОН ГЕОЛОГИЧЕСКИХ НАРУШЕНИЙ

Рост глубины разработки угольных месторождений приводит к увеличению горного давления, температуры окружающих пород, повышению вероятности внезапных выбросов угля, пород, газа и горных ударов, что существенно усложняет ведение горных работ, часто приводит к аварийным ситуациям, увеличивает себестоимость угля. В настоящее время ряд шахт в Украине ведет раз-

работку угля на глубине более 1000 м, сталкиваясь с вышеперечисленными трудностями. Перспективы дальнейшего развития угольной отрасли связаны с освоением больших глубин, что еще больше ухудшит условия, как при строительстве, так и при эксплуатации новых горизонтов и шахт.

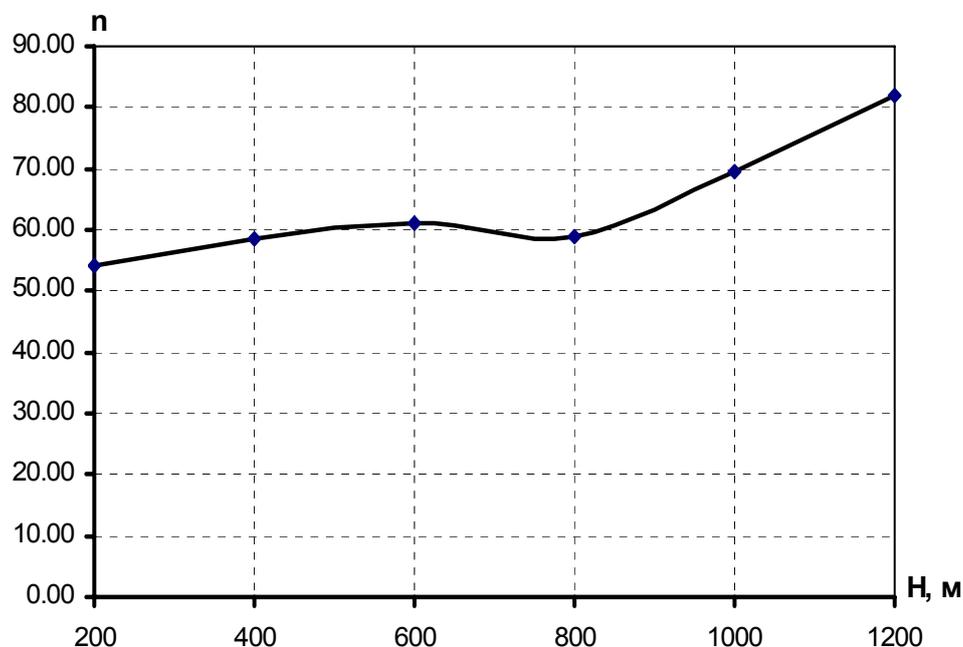


Рис. 1. Зависимость частоты нарушенности угольных пластов n от глубины их расположения H

Эффективность и надежность добычи угля во многом определяется устойчивостью капитальных и подготовительных горных выработок, протяженность которых на современных глубоких шахтах достигает нескольких десятков километров.

Горный массив, как объект технологического воздействия, отличается высоким уровнем структурных и текстурных неоднородностей и изменчивостью физико-механических свойств. В первую очередь это касается геологической нарушенности угольных месторождений, в большой степени присущей пластам Центрального района Донбасса.

Актуальность исследований по данному вопросу заключается в том, что с увеличением глубины разработки степень разведанности геологических нарушений уменьшается, а степень сложности обеспечения устойчивости протяженных выработок и длительной их эксплуатации в таких условиях увеличивается. Более того, с увеличением глубины ведения горных работ на 100-120 м интенсивность (частота) нарушений возрастает на 5-7 % [1]. Анализ геологических показателей шахтопластов, приведенных в [2] показывает хоть и незначительное, но устойчивое увеличение числа нарушенных пластов с увеличением их глубины (рис. 1).

Одной из главных задач при проектировании горнодобывающих предприятий является учет геологической нарушенности породного массива при подготовке запасов к отработке, планирование рациональных способов прохождения нарушений, обеспечения устойчивости подземных выработок. Это связано с тем, что нарушения в виде трещин, разрывов и складок в некоторых случаях настолько усложняют строение породного массива, что вести горные работы в нем весьма проблематично, а порой и невозможно.

Известно, что дизъюнктивное нарушение сопровождается по обе стороны зонами влияния, которые характеризуются повышенными трещиноватостью и напряжениями, изменением прочности угля и пород, склонностью их к вывалобразованию [3-5]. Протяженность этой зоны для одиночного тектонического нарушения может достигать 30-100 м. Как показывает опыт эксплуатации угольных шахт именно к зонам влияния дизъюнктивных нарушений приурочено неудовлетворительное состояние крепи горных выработок.

С зонами повышенной геологической нарушенности связана также повышенная опасность газодинамических проявлений горного давления (рис. 1), прежде всего – горных ударов [6]. При подходе очистного забоя к геологическому нарушению, как показано в [7], создается выбросоопасная обстановка впереди забоя из-за изменения геометрии сдвижения породного массива. С участками геологических нарушений связаны также повышенные выделения газа и воды. Наличие таких нарушений в лавах приводит к их остановке и демонтажу оборудования.

Это обстоятельство, а также необходимость изменения технологии сооружения выработок (ведения очистных работ) при переходе разрывных нарушений увеличивает стоимость работ в 2-3 раза [1].

Для снижения затрат на проведение и эксплуатацию выработок, устранения аварийных ситуаций необходима разработка рациональных способов обеспечения устойчивости выработок, расположение которых попадает в зону геологических нарушений.

Не менее важной задачей данного направления является прогноз нарушений. Ценную информацию дает заблаговременная разведка шахтного поля скважинами. Однако, при разведке, к примеру, угольных месторождений нарушения с амплитудой менее 10 м с помощью скважин часто не могут быть обнаружены. Поэтому в забое встреча с ними может быть непредвиденной и сопровождаться тяжелыми последствиями. Повышение уровня надежности прогноза горно-геологических характеристик месторождений за счет увеличения плотности сети скважин не может рассматриваться как способ увеличения информативности из-за своей высокой стоимости, особенно с постоянным увеличением глубины разработки. Прогноз нарушенности с помощью подготовительных и нарезных выработок является крайне нерациональным.

Тем не менее, возможен иной подход к прогнозу геологических нарушений, в частности – разрывных.

Все виды тектонических нарушений в горных породах представляют собой деформации, т.е. изменение формы первичных геологических тел под действием приложенных к ним сил в условиях блокирования другими горными породами [8].

Теоретические и натурные шахтные исследования однозначно указывают на наличие зон концентрации напряжений в обоих боках нарушений. Известно также, что одним из основных признаков тектонического нарушения является факт превышения горизонтальными составляющими тензора напряжений вертикальных составляющих.

Таким образом, методы прогноза, основанные на регистрации аномальных напряжений, возникающих вблизи геологических нарушений, являются более перспективными с позиций стоимости и оперативности. Одним из таких методов может являться акустический метод прогноза выбросоопасности угольных пластов [9, 10], основанный на регистрации повышения напряжений в горном массиве.

В связи с этим актуальными научно-практическими задачами обеспечения устойчивости выработок при пересечении зон геологических нарушений являются совершенствование и разработка надежных способов повышения их устойчивости и разработка надежного метода оперативного прогноза геологических нарушений.

Библиографический список

1. **Проскуряков Н.М.** Управление состоянием массива горных пород: Учебник для вузов. М.: Недра, 1991. – 368 с.
2. **Прогнозный каталог шахтопластов** Донецкого угольного бассейна с характеристикой горно-геологических факторов и явлений. - М.: ИГД им. Скочинского, 1982. – 267 с.
3. Разрывные нарушения угольных пластов / **И.С. Гарбер, В.Е. Григорьев, Ю.Н. Дулак и др.** – Л.: Недра, 1979. – 190 с.
4. **Рева В.Н., Белоусов А.П.** Особенности поддержания горных выработок в трещиноватом скальном массиве вблизи тектонических нарушений // Уголь. – 1987. – № 5. – С. 11-13.
5. **Прогноз размеров зоны влияния** мелких дизъюнктивных нарушений в Центральном районе Донбасса // Уголь Украины. – 1997. – № 6. – С. 53-54.
6. **Глушко В.Т., Кирничанский Г.Т.** Инженерно-геологическое прогнозирование устойчивости выработок глубоких угольных шахт. - М.: Недра, 1974. – 176 с.
7. **Тищенко В.А.** О техногенной природе выбросоопасных зон вблизи геологических нарушений // Уголь Украины. – 2002. – 2-3. – С. 57.
8. **Кратенко Л.Я.** Основы геологии: Текст лекций. – Днепропетровск. НГА Украины, 1999. – 95 с.
9. **Мирер С.В., Масленников Е.В., Хмара О.И.** Методика и аппаратура для акустического контроля выбросоопасности угольных пластов // Внезапные выбросы угля и газа, рудничная аэрология: Научн. сообщ. ин-та горн. Дела им. А.А.Скочинского. – М., 1988. – С. 22-24.
10. **Патент на винахід** (№ 43239А Україна, МКИ Е 21 F5/00. Спосіб діагностики гірського масиву / О.М.Шашенко, Є.В.Масленніков, заявл.24.04.2001, опубл. 15.11.2001, бюл.№10. – I-II с.

УДК 622.28.042

*А.Н. Роеико, д.т.н., проф., А.А. Шарапов асп., каф. СГТ,
НГУ, г. Днепронетровск, Украина*

К ВОПРОСУ ОБ ОПРЕДЕЛЕНИИ ПАРАМЕТРОВ КОМБИНИРОВАННЫХ КРЕПЕЙ

Проблема поддержания горных выработок в рабочем состоянии всегда являлась чрезвычайно сложной как для строителей, так и для эксплуатационников горных предприятий. Причем, с увеличением глубины отработки угольных месторождений эта проблема приобретает все большую актуальность. И если в условиях малых и средних глубин проблема решалась путем применения в основном типовых крепей, то с ростом глубин отработки такой подход не дал положительных результатов. Объемы выработок, требующих ремонта и, вообще находящихся в аварийном состоянии, превысили все допустимые пределы и потребовались новые решения проблемы повышения устойчивости горных выработок.

На одном из этапов освоения угольных месторождений обеспечить устойчивость горных выработок пытались решить путем повышения несущей способности подпорных конструкций крепи. Были разработаны и внедрены различные конструкции монолитных и сборных бетонных и железобетонных крепей. Для выработок околоствольных дворов и квершлагов широкое распространение нашли жесткие крепи из двутавровых балок с бетонным заполнением межрамного пространства и монолитные бетонные. Из сборных конструкций крепей следует отметить крепи из крупноразмерных тюбингов КТАМ и КТАГ конструкции ВНИИОМШСа, ГТК конструкции КузНИИшахтостроя, сборные крепи из бетонных блоков конструкции Донгипрошахта и другие. Указанные крепи обладают высокой несущей способностью и хорошими технико-экономическими показателями, однако применялись они, в основном, в экспериментальном порядке и широкого распространения не нашли. Это обусловлено тем, что сборные крепи имеют большое количество типоразмеров, мелко-размерных элементов, высокую стоимость. Отдельные элементы указанных конструкций имеют значительную массу – 430-470кг, что требует применения специальных крепеукладчиков. Кроме этого, монолитные и сборные жесткие крепи не учитывают характера развития геомеханических процессов в окрестности горной выработки, что не позволяет в максимальной степени использовать их несущую способность.

Одним из эффективных решений рассматриваемой проблемы в своё время стало применения металлических податливых крепей из спецпрофиля СВП в сочетании с набрызгбетонным покрытием и тампонажем закрепного пространства скрепляющими растворами. Такая комбинированная крепь типа АНТ (арка + набрызгбетонное покрытие + тампонаж) была разработана в Днепронет-

ровском горном институте и предназначалась для крепления выработок в тяжелых горногеологических условиях /1,2/. Конструктивные особенности и технология возведения крепи АНТ в максимальной степени учитывают характер развития геомеханических процессов в массиве пород, позволяют окружающему выработку массиву реализовать основную часть смещений, а в нужный момент прекратить их путем замоноличивания трещиноватого приконтурного массива скрепляющим раствором. При этом в работу включается не только подпорная крепь из СВП, но и замоноличенная в закрепном пространстве забутовка, а также скрепленный тампонажным раствором слой трещиноватых пород вокруг выработки.

На строящихся шахтах Луганской и Днепропетровской областей этой крепью были закреплены десятки километров выработок, что позволило обеспечить их устойчивость и своевременно сдать ряд шахт в эксплуатацию. Следует отметить, что в процессе внедрения крепи АНТ были разработаны различные модификации ее конструкции, включающие, кроме указанных элементов, анкера в боках, кровле или и в боках и кровле выработки (крепь АНТ-Аб, АНТ-Ак, АНТ-Акб), созданы специальные бригады рабочих и техника для ведения набрызгбетонных и тампонажных работ. Крепи такой конструкции являлись чрезвычайно перспективными и способными решить ряд проблем по повышению устойчивости горных выработок.

Социально-экономические преобразования в обществе, которые привели к развалу СССР, не только не позволили и в дальнейшем внедрять крепи типа АНТ, но и привели практически к полному развалу шахтостроительной отрасли вообще. Понимая, что для Украины уголь является единственным надежным энергоносителем, в настоящее время в стране нарастают темпы добычи этого полезного ископаемого, что требует как строительства новых, так и освоения более глубоких горизонтов на действующих шахтах. В такой ситуации возврат к внедрению комбинированных крепей типа АНТ, совершенствованию их конструкций, технологии возведения, а также разработке современных методик определения параметров крепей представляет собой важную научно-практическую задачу.

Следует отметить, что на этапе внедрения крепи АНТ была разработана методика определения ее параметров, для чего была построена соответствующая номограмма. Указанная методика основывалась на оценке напряженно-деформированного состояния двухслойного толстостенного полуцилиндра, лежащего на жестком основании и имеющего различные физико-механические и упругие свойства слоев (рис.1). При этом в расчеты было введено ряд допущений и предположений, позволяющих в первом приближении решить поставленную задачу. Естественно, что имеющаяся методика обладает рядом недостатков, что снижает эффективность выбора параметров крепи в различных условиях ее применения.

Особенностями современного этапа развития геомеханики являются практически неограниченные возможности компьютерной техники и имеющегося

программного обеспечения для исследования напряженно-деформированного состояния массива пород в окрестности горных выработок для самых различных ситуаций.

Возвращаясь к рассматриваемой проблеме повышения устойчивости выработок можно сказать, что использование методов компьютерного моделирования для оценки напряженно-деформированного состояния как массива пород вокруг выработки, так и элементов конструкции крепи АНТ, позволит значительно расширить возможности ее применения. Учет изменения прочностных свойств слоистого массива пород, параметров конструктивных элементов подпорной крепи, параметров укрепленных слоев забутовки и трещиноватой при-

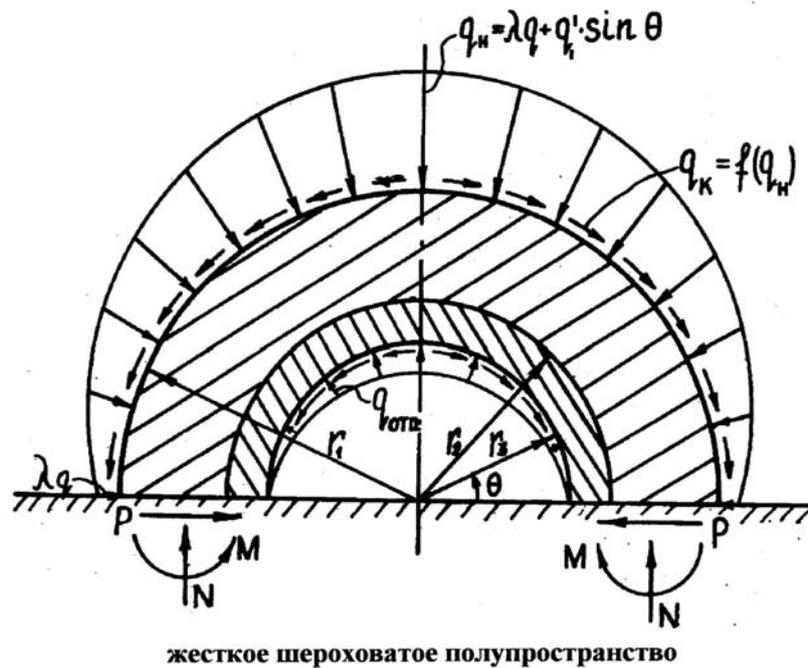


Рис.1. Расчетная схема комбинированной крепи типа АНТ

контурной зоны, параметров анкеров и т.д. даст возможность устанавливать наиболее рациональные их сочетания для конкретных горногеологических условий. В связи с этим, дальнейшие исследования напряженно-деформированного состояния комбинированных крепей с использованием компьютерной техники являются важной научно-практической задачей.

Библиографический список

1. Роевко А.Н. Взаимодействие комбинированной крепи капитальной горной выработки с породным массивом и методика расчета крепи: Дис.....канд. техн. наук: 05.15.04. – Д. 1983.- 195 с.
2. Максимов А.П., Евтушенко В.В. Тампонаж закрепного пространства капитальных выработок как средство обеспечения их устойчивости// Уголь Украины.-1970.-№8.-с.47-48..

УДК 622.831.323

*А.А. Прусова, к.т.н., ИГТМ НАНУ, А.С. Минеев студ., каф. ПЗКС,
НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

ЭФФЕКТИВНОСТЬ МЕХАНИЗМА ПЕРЕДАЧИ ЭНЕРГИИ ВИБРАЦИОННОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ СМЕРЗШИМСЯ ПОРОДАМ

В настоящее время в различных отраслях промышленности широкое распространение получило развитие вибротехнологий, позволяющих направленно использовать виброэффекты, реализуемые в средах [1]. Вибрационные технологии и машины широко используются при разгрузке и транспортировании смерзшихся грузов. Так, например, для повышения эффективности разгрузки смерзшихся сыпучих грузов и снижения энергоемкости самого процесса разгрузки используются специальные виброрыхлительные установки.

Рассматривая рыхление смерзшейся (неупругой) углепородной массы, необходимо отметить, что при вибрационном воздействии, в результате периодического изменения напряжений, важное значение играет эффект упругого последствия – отставание деформаций от напряжений, связанных с внутренним трением среды. По мере развития пластических деформаций между элементами системы возникают упругие взаимодействия, макроскопически воспринимаемые как упрочнение материала при возрастании нагрузки и разупрочнение его при пластическом деформировании в обратном направлении из чего вытекает эффект вибрационного последствия. При циклическом нагружении работа, затрачиваемая на пластическую деформацию, растет с числом циклов пульсаций и примерно ему пропорциональна, а величины пластических деформаций ограничиваются заданными пределами – колеблются между некоторыми максимальными и минимальными значениями. С возрастанием числа циклов роль микроупругих эффектов доминирует над эффектом изменения внутреннего трения, величина которого с течением времени стремится к стабилизации и поэтому в среде весьма существенное значение приобретает остаточное пластическое изменение объема – «пластическое разрыхление». Эффективность происходящих в среде изменений, в первую очередь, будет определяться механизмом передачи волновой энергии по среде с учетом наследуемой циклической деформации и ее неупругими свойствами.

Для установления эффективной частоты виброрыхления смерзшейся углепородной среды было использован подход по оценке распределения энергопроводности в неупругой среде при воздействии на него сферического виброисточника, изложенные в работах [1,2]. Физическое и математическое описание этого процесса сводится к следующему. Если в неупругой среде действует сферический источник волнового воздействия, то оценка энергопроводности осуществляется с помощью параметра \mathcal{E} :

$$\mathfrak{E} = \frac{\langle P_r \rangle}{\langle P_a \rangle} \cdot \left(\frac{r}{a} \right), \quad (1)$$

где $\langle P_r \rangle$ – средняя мощность потока энергии через замкнутую поверхность, расположенную на расстоянии r от источника возбуждения.

Для упругого горного массива $\mathfrak{E}=1$, т.е. потеря энергии при распространении возмущений в горном массиве отсутствует. Реальная среда неупругая, поэтому в процессе вычислений использованная зависимость имела вид:

$$\mathfrak{E} = \left(\frac{a}{r} \right)^4 e^{-2|K_2|(r-a)} \frac{4\mu_2 \left(1 + |K_1|^2 r^2 - 2K_2 r \right) + K_1 r^3 \omega^2 \rho}{4\mu_2 \left(1 + |K_1|^2 a^2 - 2K_2 a \right) + K_1 a^3 \omega^2 \rho}; \quad (2)$$

где α, β, χ – параметры ядра Роботнова; ρ – плотность угольного пласта; a – радиус виброисточника; ω – частота вынужденных колебаний; r – частота вынужденных колебаний; E_0 – модуль Юнга; ν_0 – коэффициент Пуассона; $\delta = \frac{\pi\gamma}{2}$;

$$\gamma = 1 + \alpha; \quad \mu_2 = \frac{3E_0 B(\omega)}{[3 - (1 - A(\omega))(1 - 2\nu_0)]^2 + (B(\omega))^2 (1 - 2\nu_0)^2}; \quad B(\omega) = \frac{\chi \sin \delta \omega^\gamma}{\Delta};$$

$$K_{1,2} = \pm \sqrt{\frac{1}{2}W_1 + \sqrt{\frac{1}{4}W_1^2 + W_2^2}}; \quad W_1 = \frac{\omega^2 \rho}{3K_0} \frac{1 - \nu_1^2 - \nu_2^2}{(1 - \nu_1)^2 + \nu_2^2}; \quad A(\omega) = \frac{\chi(\cos \delta \omega^\gamma + \beta)}{\Delta};$$

$$W_2 = \frac{\omega^2 \rho}{3K_0} \frac{\nu_2^2}{(1 - \nu_1)^2 + \nu_2^2}; \quad \nu_1 = \nu_0 + \left(\frac{1}{2} - \nu_0 \right) A(\omega); \quad \nu_2 = \left(\nu_0 - \frac{1}{2} \right) B(\omega);$$

$$K_0 = \frac{E_0}{3(1 - 2\nu_0)}.$$

Для проведения вычислений по вышеуказанным зависимостям была написана программа на языке Object Pascal в среде разработки Delphi 7. В программе использованы дополнительные компоненты Chart (компонент для рисования графиков), а также компонент 3DPlot, импортируемый из среды MathCAD 2001, для рисования 3D поверхностей. Программа позволяет произвести вычисление множества значений $\mathfrak{E}(w,r)$, строит 3D и 2D графики и определяет для любой удаленной точки массива от виброисточника частоту оптимальной энергопроводности. При этом вектор записывается в файл для дальнейшей его передачи и аппроксимации в программе Microocal Origin 6.0. Далее в Origin 6.0. в полуавтоматическом режиме определяет наиболее подходящую функцию имеющую заданную минимальную погрешность.

При выполнении численных расчетов принимались соответственно следующие характеристики углепородной среды [2]: $E_{1,2} = 230; 350$ МПа; $\alpha_{1,2} = -0,7$; $\beta_{1,2} = 1,099; 0,865, c^{(1+\alpha)}$; $\chi_{1,2} = 0,269; 0,160, c^{(1+\alpha)}$; $\chi/\beta^{1,2} = 0,256; 0,183$.

Результаты расчетов показывают, что с увеличением неупругих свойств среды ее энергопроводящая способность снижается (рис. 1). При этом в зависимости от места расположения виброобрабатываемой зоны по отношению к источнику волнового возмущения показатель энергопередачи \mathcal{E} достигает своего максимума на различных частотах. Однако диапазон оптимальных частот четко выделяется. Например, для $\chi/\beta^2 = 0,183$ он находится в пределах 45-100 Гц.

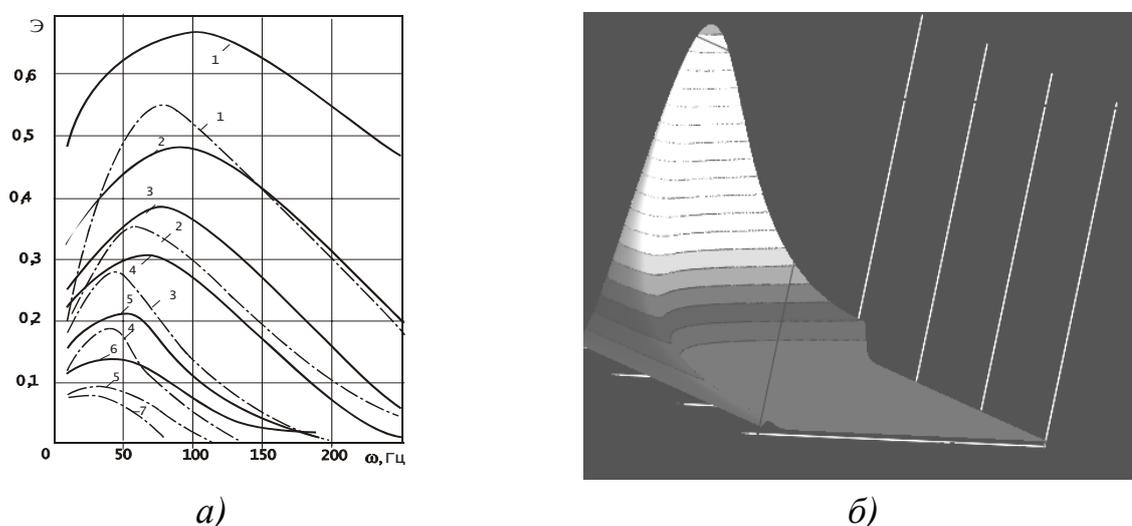


Рис.1. – Изменения энергопередачи от частоты воздействия на различном удалении от источника вибровоздействия (а) и его объемная интерпретация при учете расстояния от виброисточника (б) при: 1-10 r_0 ; 2-20 r_0 ; 3-30 r_0 ; 7-70 r_0 ; сплошная линия - χ/β^2 ; пунктирная - χ/β^1 ; где $\chi/\beta^1 > \chi/\beta^2$

С увеличением степени неупругости среды оптимальный частотный диапазон расширяется. Кроме того, явно наблюдается сдвиг параметра энергопередачи \mathcal{E} в сторону низких значений частот, то есть по мере удаления обрабатываемой зоны от источника вибровоздействия критическая частота снижается. Таким образом, результаты расчетов показывают, что при вибрационной обработке неупругих сред частота, которая бы позволяла осуществлять передачу максимальной мощности потока вибрационной энергии массиву не является постоянно однозначной величиной при прочих равных условиях. Для углепородных материалов существует не единственная эффективная частота вибрационного воздействия, а диапазон оптимальных частот и чем выше степень неупругости среды, тем диапазон оптимальных частот шире. Физика данного явления объ-

ясняется различием в потенциале энергопоглощения среды и сопровождающей циклическое деформирование наследуемой деформации с изменением частоты вибровоздействия, а также нестационарностью процесса рассеяния энергии в каждом цикле гармонических колебаний.

По аналогии с проведенным анализом результатов исследований можно показать, что не только для достижения максимальной мощности энергии, но и для генерирования ограниченного, наперед заданного уровня виброэнергии существует также некоторый диапазон рациональных частот. Например, когда не допускается резкое возрастание амплитуды вынужденных колебаний, что в некоторых случаях может привести либо к разрушению самих вибромеханизмов, либо к развитию неуправляемого, спонтанного процесса дезинтеграции углепородной среды, создающего небезопасные условия труда на производстве.

Таким образом, исходя из анализа закономерностей волнового возмущения неупругой среды в целом, можно сделать заключение о том, что эффективность генерирования энергии вибрационного возмущения в неупругих материалах базируется на многочастотном воздействии в пределах рационального частотного диапазона, рассчитываемого для конкретных условий и поставленных задач по виброобработке среды. Такой режим позволяет целенаправленно и с максимальной отдачей использовать на практике различные этапы развития механизма вибропоследствия, протекающего в сmerzшихся углепородных материалах при вибрационных нагрузках. Отсюда вполне понятна целесообразность проведения дальнейших исследований по автоматизации управления параметрами вибрации при виброрыхлении сmerzшегося угля, например, в ж.д. полувагонах.

Библиографический список

1. **Потураев В.Н., Минеев С.П., Прусова А.А.** О некоторых эффектах, реализуемых в горном массиве при вибровоздействии/ Вісник НГА України. –Вип.2.- 1999.- С.11-14.
2. **Минеев С.П., Сахненко В.Л., Обухов С.А.** Вибрационное и волновое рыхление агрегированной сыпучей горной массы. –Днепропетровск: Дніпро, 2005.- 214 с.

УДК 622.257.1

*Д.В. Пронский, к.т.н., доц. каф. ГД,
АФГТ ВНУ им. В.Даля, г. Антрацит, Украина*

ОБ УСТОЙЧИВОСТИ ПОРОД ПРИ ПРОИЗВОДСТВЕ ТАМПОНАЖА ДИСПЕРСНЫХ СРЕД

Производство тампонажных работ на глубинах до 20-30 м на контакте кровных и коренных отложений всегда связано с рядом трудностей. Так при тампонаже зон разуплотнений, карстовых и суффозионных пустот в дисперс-

ных породах вблизи горных выработок, подземных коммуникационных и других сооружений, возможны прорывы инъекционного раствора на дневную поверхность или в подземный объект. При тампонаже дамб шламонакопителей, отстойников, золонакопителей или гидроканалов прорыв тампонажного раствора возможен также через их грунтовые стенки. Как показывает практический опыт, такая ситуация влечет за собой огромные потери тампонажного раствора и, в ряде случаев, даже аварию в подземном объекте или гидротехническом сооружении. В связи с этим, задача предотвращения прорывов тампонажного раствора в дисперсных породах весьма актуальна [1].

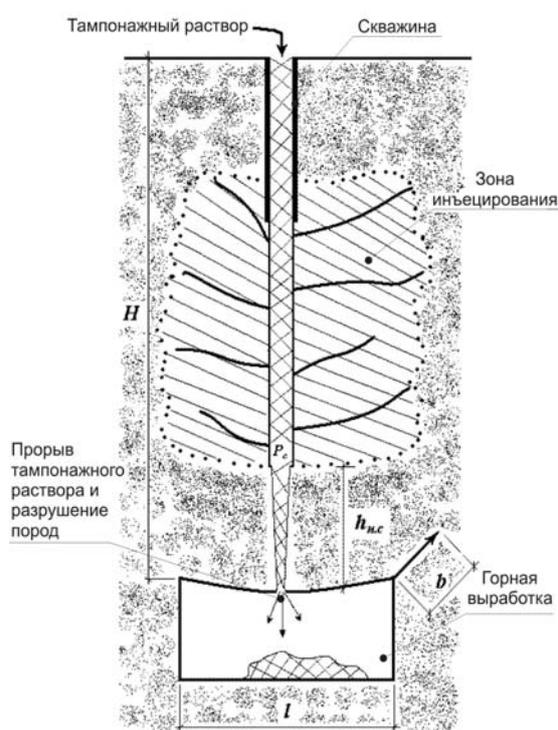


Рис 1. Модель разрушения массива горных пород и прорыва раствора при тампонаже

Цель настоящей работы – разработка критериев устойчивости дисперсных пород массива за пределами установленной зоны инъецирования раствора, позволяющих предотвратить прорывы тампонажного раствора и аварийные ситуации.

Существует множество технологических приемов предупреждения разрушения массива пород и выхода тампонажного раствора [2]. В данной работе рассмотрены два из них:

– управление процессом тампонажа за счет ограничения давления нагнетания;

– управление процессом тампонажа за счет изменения расхода раствора.

При управлении процессом инъецирования раствора за счет ограничения давления его нагнетания, условие устойчивости горных пород за пределами расчетной зоны тампонажа выглядит следующим образом:

$$P_c < P_{пред}, \quad (1)$$

где P_c – давление тампонажного раствора в скважине, Па; $P_{пред}$ – предельное давление тампонажного раствора в скважине, Па.

Для определения предельного давления использовалась модель, изображенная на рис. 1. При этом массив пород полагался однородным, а породы массива упругопластическими.

Ожидалось, что разрушение стенок подземного объекта (выработки) произойдет от растягивающих напряжений при плоском изгибе балки.

Установив величину максимальных растягивающих напряжений, действующих на балку, неравенство (1) можно преобразовать к виду:

$$P_c < \frac{b \cdot (\sigma_p^{nped} \cdot h_{н.с}^2 - 1,5(1 - \frac{\alpha}{90}(1 - \lambda)) \cdot \gamma \cdot H \cdot l^2)}{1,5 \cdot l \cdot h_{н.с} \cdot S_c} \quad (2)$$

где b – ширина раскрепленной зоны горной выработки, м; σ_p^{nped} – предел прочности на растяжение пород приконтурной части выработки, Па; $h_{н.с}$ – мощность пород по линии наименьшего сопротивления давлению тампонажного раствора на выработку, м; α – угол между вертикалью и направлением действия разрушающей нагрузки, град; λ – коэффициент бокового давления пород; γ – объемный вес пород, Н/м³; H – глубина заложения горной выработки, м; l – длина раскрепленной зоны горной выработки, м; S_c – площадь скважины в пределах которой действует разрушающая нагрузка, м².

Сущность управления процессом тампонажа за счет изменения скорости инъецирования раствора состоит в следующем. Для каждого вида горных пород имеется своя критическая скорость деформирования. Если при определенном давлении тампонажного раствора на породы логарифмическая скорость их деформирования, подсчитанная на любой момент времени окажется меньше критической, то разрушения не произойдет [3]:

$$v_{log} < v_{log}^{крит} \quad (3)$$

где v_{log} – действующая логарифмическая скорость деформирования, мин⁻¹;
 $v_{log}^{крит}$ – критическая логарифмическая скорость деформирования, мин⁻¹.

Определив v_{log} неравенство (3) приводится к виду:

$$\frac{\sigma_p}{E_0 \cdot \lg t} < v_{log}^{крит} \quad (4)$$

где σ_p – напряжения в точке возможного прорыва раствора, Па; E_0 – модуль общей деформации пород, Па; t – время действия нагрузки, мин. Параметр $v_{log}^{крит}$ для каждого вида пород определяется экспериментальным путем [3].

Преобразовав выражение (4) получим следующее неравенство:

$$\lg t < \frac{\sigma_p}{E_0 \cdot v_{log}^{крит}} \quad (5)$$

При этом правая часть неравенства (5) численно равна логарифму предельного времени воздействия тампонажного раствора на породный массив, при превышении которого обязательно произойдет разрушение пород приконтурной части подземного объекта.

Таким образом, выражения (2) и (5) являются соответственно прочностным и скоростным критериями устойчивости пород, позволяющими в производственных условиях за счет контроля давления нагнетания и расхода раствора исключить его прорывы за пределы установленной зоны инъецирования и предотвратить аварийную ситуацию вблизи расположенных подземных объектов или разрушение грунтовых стенок гидротехнических сооружений.

Библиографический список

1. Новые технические решения при строительстве выработок, тампонаже и закреплении горных пород: Монография / Под общ. ред. **П.Н. Должикова, В.Д. Рябичева**. – Донецк: Норд-Пресс, 2006. – 265 с.
2. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт: Учеб. пособие / **Кипко Э.Я., Должиков П.Н., Дудля Н.А.** и др. – Днепропетровск: НГУ, 2004. – 367 с.
3. **Жихович В.В., Жихович Ю.А.** Практическая реология грунтов: Монография. – Одесса: Астропринт, 2001. – 176 с.

УДК 622.062

*Д.В. Бровко, канд. тех. наук, доц., В.В. Хворост, асп.,
КТУ, г. Кривой Рог, Украина*

АНАЛИЗ СОСТОЯНИЯ МЕТАЛЛИЧЕСКИХ СООРУЖЕНИЙ НА ШАХТАХ

Наиболее характерными сооружениями для шахтной поверхности являются надшахтные копры. По результатам экспертной оценки технического состояния металлических копровых сооружений на действующих рудных предприятиях, 50% копров, которые прослужили 40 и более лет требуют выполнения ремонтно-восстановительных работ, а около 30% дорогостоящей замены. Необходимость углуби стволов приводит к увеличению нагрузки на элементы подъемного комплекса. В свою очередь увеличивается нагрузки и на копровые сооружения.

На сегодняшний день основная задача, стоящая при реконструкции копровых сооружений заключается в выборе рациональных конструктивных параметров несущих элементов и связей высоконагруженных копров, испытывающих значительные статические и динамические нагрузки. Эксплуатационную надежность копрового сооружения, обеспечивающую безопасную работу подъемного комплекса, решают различными техническими методами и средствами: прово-

дят экспертную оценку технического состояния металлических копровых сооружений; своевременно выполняют ремонтно-восстановительные работы, проводят реконструкцию копрового сооружения.

При проектировании новых металлических копровых сооружений необходимо учитывать не только разнообразие условий эксплуатации, нагрузок и воздействий, но использовать современные методы расчетов и проектирования, обеспечивающее рациональные конструктивные параметры металлических конструкций копра с учетом использования их как для проходки стволов, так и при эксплуатации подъема.

Для инженерных расчетов металлических конструкций копров на статические, временные, особые и динамические нагрузки создано множество вычислительных комплексов. Большинство из них реализует, конечно – элементное моделирование статических и динамических расчетных схем, проверку устойчивости, выбор невыгодных сочетаний усилий, подбор арматуры железобетонных конструкций, проверку несущей способности стальных конструкций.

Нами был выполнен расчет копра по методике изложенной в трудах таких ученых как Максимов А.П., Кузнецов П.А., Баклашов И.В. Затем мы выполнили расчет того же копра, но с применением вычислительного комплекса ЛИРА. В отличие от существующих методик, в которых расчет ведется только наиболее нагруженных элементов, вычислительный комплекс выполнил расчет всех элементов, что позволило подобрать металлопрокат, а именно уголки различного сечения конкретно для каждого стержня. Результаты расчета приведены на рис. 1.

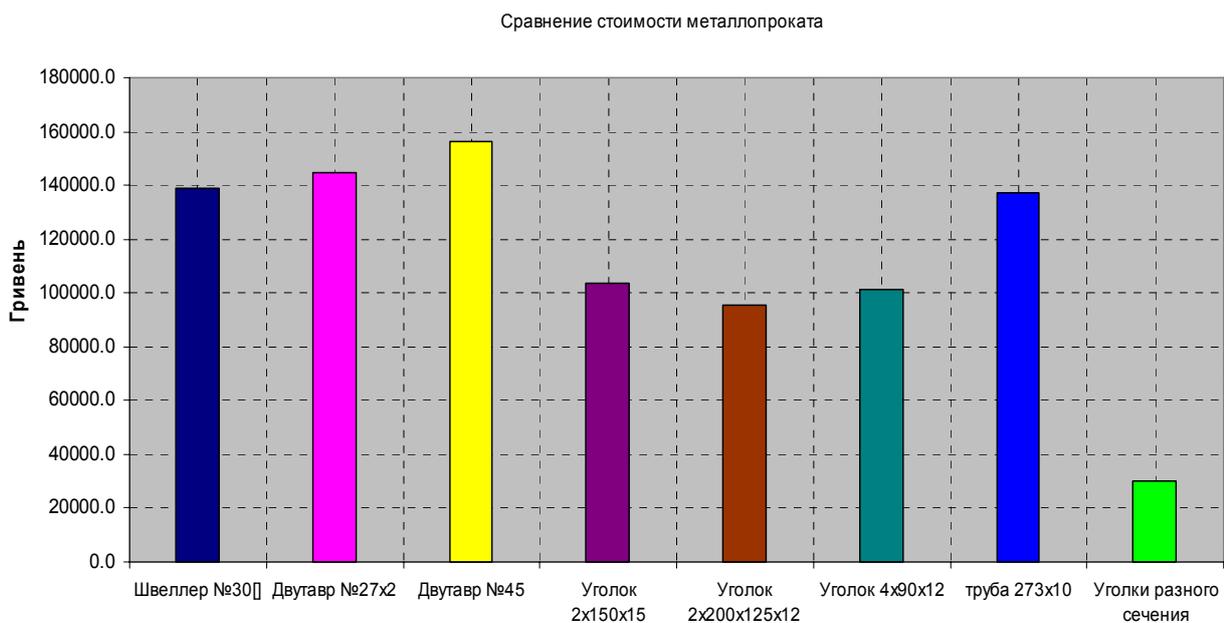


Рис. 1. Наглядное представление результатов расчета

И так мы пришли к следующему заключению: использование современных вычислительных комплексов значительно упрощает расчеты при реконструкции и проектировании и позволяет с большей точностью подобрать, необходимы металлопрокат, что значительно сокращает расход металла при этом уровень надежности и безопасности эксплуатации копровых сооружений не снижается.

Библиографический список

1. **Рудицын М.Н.** Справочное пособие по сопротивлению материалов. 1970.- 628 с.
2. **Максимов А.П.** Горнотехнические здания и сооружения. М. Недра. 1970.- 309 с.
3. **Кузнецов П.А.** Горнотехнические здания и сооружения: Методическое пособие. 1975.- 47с.
4. Справочник механика - шахтостроителя Под ред. **Каминского**. М. 1961.- 1062 с.
5. **Дарков А.В.** Строительная механика.- М: Высшая школа. 1976.- 599 с.
6. **Бровман Я.В.** Надшахтные копры.- М: Госгортехиздат, 1961.-239 с.
7. **Розенблит Г.Л.** Стальные конструкции зданий и сооружений угольной промышленности.- М., Л.: Углетехиздат, 1953.- 272 с.

УДК 622.831.322

*С.П. Минеев, д. т. н., проф., А.В. Ковалевский, студ., каф. СГМ, НГУ,
г. Днепрпетровск, Украина.*

ПЕРЕДОВОЕ ТОРПЕДИРОВАНИЕ ПОРОД КРОВЛИ НА ВЫБРОСООПАСНЫХ УГОЛЬНЫХ ПЛАСТАХ

При ведении горных работ на угольных пластах, склонных к газодинамическим явлениям используется способ передового торпедирования пород кровли скважинными зарядами ВВ для предотвращения внезапных выбросов и выдавливания угля [1]. Применение способа рекомендовано к использованию при разработке пологих и наклонных пластов с труднообрушаемой кровлей и отрабатываемых по столбовой системе отработки. Передовое торпедирование, как противовыбросное мероприятие, рекомендуется применять в очистных и подготовительных выработках при переходе выбросоопасных зон, а кроме того в зонах активных по выбросам геологических нарушений.

Торпедирование угольного массива без предварительного нагнетания воды производится в скважинах диаметром 55...60 мм. Длину скважин принимают 8,5...13,5 м. Неснижаемое опережение 3...5 м. Расстояние между скважинами не более 2,0 м в нишах и 2,5 м в очистных и подготовительных выработках. Масса заряда определяется в зависимости от длины скважин и составляет 7...10 кг.

Торпедирование угольного массива с предварительным нагнетанием воды осуществляют через скважины диаметром 45 мм и длиной 8 м. Величина не-

снижаемого опережения должна составлять 2 м. Расстояние между скважинами в нишах и подготовительных забоях – 2,5 м, а в комбайновой части лавы – 3,0 м. Масса заряда ВВ – 2,5 кг.

В геологических нарушениях при нормальных условиях залегания угольного пласта разработаны схемы расположения скважин для выполнения передового торпедирования, в которых скважины для торпедирования в последующей серии взрывания должны располагаться на расстоянии не менее 0,5 м от скважин предыдущей серии. В выработках, проводимых сверху вниз, скважины для торпедирования бурят по падению пласта, а в остальных случаях, кроме восстающих выработок, с наклоном 4...7° для заливки их водой.

Взрывание зарядов при торпедировании проводят с соблюдением требований режима сотрясательного взрывания [3]. Взрывание зарядов ВВ при торпедировании угольного массива осуществляют за один прием не более чем в 10 скважинах. Так, при применении торпедирования массива с предварительным нагнетанием воды время от окончания заливки скважин водой до инициирования зарядов ВВ не должно превышать 45 мин.

Торпедирование пород кровли допускается проводить только в выработках, проветриваемых за счет общешахтной депрессии. Для обеспечения взрывозащиты горной выработки при торпедировании следует применять водовоздушные или водораспылительные завесы. Создание водовоздушных завес осуществляется распылителями при расходе воды 0,025 м³/мин. на 1 м² поперечного сечения выработки. Каждая скважина защищается не менее чем двумя распылителями. Первый распылитель устанавливается в 5-6 м перед скважиной со стороны поступающей вентиляционной струи, второй – в 5-6 м по другую сторону от скважины. Если сечение выработки более 10 м² или её ширина более 4 м, то перед скважиной должны устанавливаться два распылителя, располагая их параллельно. Распылители подвешивают на высоте 1,5-2 м от верха выработки таким образом, что создаваемая водовоздушная завеса двигалась по направлению воздушной струи. Водораспылительные завесы, образуемые при взрывном распылении воды из полиэтиленовых сосудов, создаются путем расположения сосудов в несколько рядов по длине выработки. При массе заряда ВВ на скважину до 200 кг сосуды с водой следует располагать в два ряда с каждой стороны от скважины. При массе заряда более 200 кг – в три ряда с каждой стороны от скважины. Расстояние между рядами сосудов должно составлять 4 м.

Передовое торпедирование пород кровли производят в порядке и по технологии способа разупрочнения кровли на выемочных участках. Обычно применяют диагональную, двухстороннюю схему с двухъярусным расположением скважин в линии. После окончания бурения каждой скважины на проектную глубину геолого-маркшейдерская служба шахты проводит контроль ее фактического положения, при этом отклонение забоя скважины от заданного направления не должно превышать 5 м.

Взрывание скважинных зарядов производится за один прием. Неснижаемое опережение скважин должно составлять не менее 5,0 м. Принятая схема торпе-

дирования обеспечивает постоянную обработку 10-метрового участка, расположенного ниже сместителя. То есть, обработку горного массива, именно на участке, примыкающем к геологическому нарушению, где по данным результатов статистического анализа, произошедших внезапных выбросов угля и газа, зарегистрировано до 80% их общего количества. Выемку угля осуществляют после взрывания всех зарядов и проведения контроля эффективности торпедирования.

Торпедирование производится в специально отведенные смены или в выходные дни. Взрывание скважинных зарядов производят из защищенного места на расстоянии не менее 600 м от устья скважины со стороны свежей струи, при этом все рабочие выводятся на расстояние не менее 1000 м на свежую струю. Если невозможно выдержать указанные расстояния взрывание производят с поверхности[3].

Библиографический список

1. **Правила ведения горных работ** на пластах, склонных к газодинамическим явлениям: Стандарт Минуглепрома Украины - СОУ 10.1.00174088-2005.– Макеевка: МакНИИ, 2005. – 225 с.
2. **Минеев С.П., Ковалевский А.В.** Торпедирование пород кровли при ведении горных работ на выбросоопасных угольных пластах. // Совершенствование технологий строительства шахт и подземных сооружений. Сб. научн. трудов. Вып. 14, Донецк: Норд-Пресс, 2008. – С 17 – 18.
3. **Инструкция по применению сотрясательного взрывания** в угольных шахтах Украины. – Макеевка: МакНИИ, 1994. – 46с.

УДК 691.3.002.3

А.Н. Шашенко, д.т.н., проф. зав. каф. СГМ, В.В. Коваленко, к.т.н., доц., каф. СГМ, НГУ, г. Днепрпетровск, Украина.

ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ НАНОМОДИФИЦИРОВАННЫХ МАТЕРИАЛОВ В ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

Нанотехнологии динамично развиваются в современном обществе, изменяя производственные и технологические процессы, внедряя последние достижения в разных областях деятельности, таких как промышленное, городское и подземное строительство. Рассматривая возможности использования нанотехнологий для шахтного строительства, в настоящее время основной акцент ставится на использовании наномодифицированных материалов крепления.

Длительная эксплуатация подземных выработок с минимальным объемом ремонтных работ возможна при условии соблюдения технологии выполнения строительных работ, соответствия вида крепи имеющимся горногеологическим условиям, а также уровня квалификации рабочих, занятых на выполнении ра-

бот по сооружению выработок. Широкое применение в шахтном строительстве получила металлическая арочная крепь, которая хотя и обладает наиболее высокими технологическими и техническими параметрами, но все-же не может рассматриваться как универсальная. Металл подвергается коррозии, часто весьма значительной, претерпевает структурные изменения, связанные с возникновением усталостных деформаций. С увеличением глубины разработки металлическая крепь в силу технологических несовершенств всё чаще оказывается неспособной обеспечить необходимые условия поддержания выработок. По этой же причине все чаще находят применение иные виды крепи: бетонные, набрызгбетонные, анкерные и их сочетания.

Зачастую, для того, чтобы снизить недостатки одних крепей и использовать достоинства других – используют комбинированные крепи. Однако, даже это при современных материалах и технологиях не позволяет достичь желаемого результата и обеспечить необходимую устойчивость выработки в течение всего срока ее эксплуатации.

Одним из путей решения проблемы обеспечения устойчивости подземных выработок является создание новых конструкционных материалов и адаптации существующих технологий сооружения подземных выработок и возведения крепи к новым возможностям.

Одним из наиболее перспективных видов крепи является комбинация из анкерных болтов, сетки и набрызгбетонного покрытия. Такая крепь является наиболее рациональной с точки зрения геомеханики породного массива и может быть адаптирована к широкому кругу горно-геологических и горнотехнических условий. При этом одним из наиболее гибких, в смысле его совершенствования, элементов такой крепи является набрызгбетон. Следует отметить, что в отдельных случаях замена металлической крепи на комбинированную (анкер-сетка-набрызг) позволяет в 2-3 раза снизить затраты на крепление.

Современные тенденции совершенствования состава материала, методов и средств нанесения набрызгбетона, конструкций крепи определяются, главным образом, возможностью автоматизации процесса набрызга. Изменение состава достигается постепенным переходом на жидкостные ускорители твердения и добавки микрозаполнителей. Введение порошкообразных ускорителей не обеспечивает требуемого качества сухой смеси и вызывает необходимость применения дополнительного смесителя непосредственно у машины для набрызгбетона. В настоящее время в процессе выполнения набрызгбетонных работ чаще наблюдается отказ от ускорителей и переход на специальные быстротвердеющие цементы или на цементы с регулируемым сроком схватывания.

Многочисленными экспериментами [3] установлено, что от содержания заполнителей в значительной степени меняется отскок материала и его прочность. Подбором оптимальных параметров состава и технологии нанесения набрызгбетона (гранулометрия заполнителей, их влажность, марка цемента и его расход, тип добавки-ускорителя, величина водоцементного отношения, давление воздуха и воды, расстояние сопла от поверхности, толщина слоя наносимо-

го материала, опыт сопловщика) оказывается возможно не только повысить прочность набрызгбетона, но и снизить отскок материала, что значительно увеличивает эффективность набрызгбетона по сравнению с другими видами крепи. В литературе имеются сведения, что в отдельных случаях удается снизить отскок по периметру выработки в среднем с 20–25 до 5–10%.

Так, например, с использованием оборудования фирмы SPERNO удается получить минимальный отскок до 15%. Это достигается за счет обеспечения равномерного перемешивания рационально подобранных компонентов. Для бетона класса В35 экспериментально определено, что при водоцементном (В/Ц) отношении, равном 0,42 и крупности заполнителя – 25 мм, удается достичь минимальный отскок смеси при работе на данном оборудовании.

Армирование набрызгбетона микроскопическими волокнами позволяет достичь более высоких прочностных параметров на сжатие и изгиб. Для приготовления фибробетона используются капроновые, стеклянные и стальные волокна диаметром 0,2–0,4 мм, длиной 20–25 мм.

При армировании бетона стальной арматурой в равной или большей степени при сравнении с фибробетоном прочностные показатели железобетонной конструкции будут ниже, т.к. бетон и арматура будут работать отдельно. Заставить бетон работать совместно с металлом можно изменением структуры материала (смешением исходных компонентов) на микро- и нано- уровнях.

Упрочнение набрызгбетона стекловолокном и капроновым волокном впервые начал осуществлять институт ВНИИ ЦветМет (В. С. Воронин). Было установлено, что такой материал имеет повышенную ударную прочность, необходимую при проходке выработок буровзрывным способом.

Проведенные в 70-х гг. прошлого века в США и Англии исследования упрочненного набрызгбетона показали следующее [1,2]. Стальные волокна вводили в количестве 2–2,5% от общего объема сухой смеси (25–28% от массы цемента). По сравнению с контрольными образцами прочность набрызгбетона с добавкой стального волокна изменилась. На растяжение она возросла на 25–30%, на изгиб – на 50–60%, а на сжатие снизилась на 15–20%. Неравномерность изменения прочности объясняется переменной составом набрызгбетона в связи с отскоком, в котором оказывается высокий процент стальных волокон.

Установлено, что прочность набрызгбетона зависит от количества введенного в смесь волокна, отношения длины нити к ее диаметру, сцепления смеси с волокном. В благоприятных условиях при количестве волокна до 4% от объема смеси прочность набрызгбетона при изгибе удваивается и материал продолжает работать после появления в нем трещин под нагрузкой за счет вступления в работу стального волокна.

Резко увеличивается динамическая и усталостная прочность материала. Установлено также, что сопротивление истиранию набрызгбетона с волокном уменьшается на 20 – 30%.

Наличие волокон приводит к уменьшению отскока материала, поскольку волокна образуют подобие сетки, способствующей процессу наращивания тол-

щины слоя набрызгбетона. Потери самих стальных волокон при отскоке зависят от угла наклона сопла к горизонту: в кровле туннеля достигают 60% от общего объема волокон, на вертикальных стенах падают до 30%. Вместе с тем отскок набрызг-бетонной смеси с добавкой стального волокна примерно в 2–2,5 раза ниже, чем без волокон, и если для обычного набрызгбетона отскок в пределе доходит в кровле до 50%, а в боках до 23%, то при добавке стального волокна он составляет в кровле всего 15–20%, а в стенах снижается до 10%.

Структура набрызгбетонного покрытия по толщине оказывается неравномерной. Так, первые 10–15 мм породы содержат незначительную часть стальных волокон, в средней части покрытие в значительной мере насыщено волокнами, которые располагаются равномерно, а ближе к поверхности уплотнение смеси опять уменьшается.

Уменьшение размера волокон позволяет добиться более равномерной смеси и возможности управлять свойствами материала.

Управлять свойствами набрызгбетона можно и с помощью различных ускорителей схватывания.

Практика применения набрызгбетона для крепи в горных выработках показывает, что для пород с $f=4-5$ достаточно иметь в ранние сроки твердения (2 ч) минимальную прочность покрытия при растяжении (изгибе) 1 кгс/см^2 , что соответствует примерно 5 кгс/см^2 при испытании бетона на сжатие.

Быстрые сроки схватывания вызывают интенсивное отвердевание бетонной смеси (исчезновение с поверхности свободной воды через 1–2 мин после нанесения покрытия). Это свойство существенно повышает адгезию набрызгбетона к наносимой поверхности и когезию нанесенного слоя к последующему. Кроме того, существенно снижается отскок материала при нанесении покрытия и возникает возможность значительно увеличить толщину одновременно наносимого слоя.

В результате экспериментов, проведенных в шахтных условиях [3], установлено, что отскок материала при использовании быстротвердеющих и быстросхватывающихся цементов (ББЦ) составляет 5–8% по сравнению с 20–25% при обычной технологии безопалубочного бетонирования, а толщина слоя – соответственно 15–20 см по сравнению с 3–5 см.

Все быстротвердеющие цементы характеризуются более высокой тонкостью помола и создаются на основе смеси клинкера, минеральной активной добавки и ускорителя схватывания. При этом повышается активность цемента, значительно уменьшается количество пустот в бетоне, уменьшается время схватывания. Повышение тонкости помола цемента обеспечивает бетону большую прочность, плотность, водонепроницаемость. В современных условиях тонкость помола должна обеспечиваться на наноуровне.

Использование цемента более высокой тонкости помола в сочетании с волокнами позволит получить наноструктуры с контролируемыми свойствами. Строительные материалы, созданные с использованием нанотехнологий, будут

характеризоваться физико-механическими параметрами, сочетающими в себе свойства твердых материалов и металлов.

Внедрение нанотехнологий в процесс производства конструкционных материалов является экономически эффективным даже при высокой себестоимости работ высокотехнологических работ, связанным с переработкой сырья.

Таблица 1

Прочность бетонов, изготовленных из отходов различной степени измельчения с цементом ПЦ 500

Удельная поверхность, см ² /г	2000	3000	4000	5000	6000	7000	8000
Предел прочности на сжатие, МПа	0,1	0,4	1,0	2,0	2,6	3,5	4,1

Как видно из таблицы, прочность бетонов возрастает в несколько раз. Это в свою очередь позволяет использовать значительно меньший объем наноструктурированных строительных материалов при обеспечении необходимой конструктивной несущей способности, а соответственно будут меньшие затраты связанные с транспортировкой исходных компонентов. Это также положительно отразится на экологической обстановке, т.к. использование нанотехнологий позволит сократить количество карьеров для добычи строительных материалов, уменьшит запыленность воздуха, снизит затраты электроэнергии и т.п.

Нанотехнология измельчения исходных материалов реализуется в роторно-пульсационных аппаратах (РПА) и обеспечивает повышение дисперсности обрабатываемых материалов при существенно меньших энергозатратах (табл. 2).

РПА представляют собой устройства для приготовления высокодиспергированных и гомогенизированных жидких эмульсий и суспензии, многокомпонентных вязкопластичных составов (в том числе из трудносмешиваемых жидкостей) путем пульсационных, кавитационных и других гидродинамических воздействий. РПА сочетает в себе принцип работы дисмембраторов, дезинтеграторов, коллоидных мельниц и центробежных насосов.

Таблица 2

Сравнительная эффективность домола цемента в различных измельчителях

Характер домола и измельчителя	Удельная поверхность, см ² /г	Удельные энергозатраты на 1 т цемента, кВт час
Цемент без домола	3000	0
Сухой в шаровой мельнице	4500	40
Сухой в вибромельнице	4650	20
Мокрый в РПА	5000	8,8

Диспергирование сырьевых материалов в РПА до долей микрона и тонкости измельчения $8000 \text{ см}^2/\text{г}$ и более значительно повышает эффективность многих современных технологий, снижает энергопотребление, улучшает технологические и изменяет физико-химические свойства материалов (табл. 1) [4].

Использование такого набрызгбетона в сочетании с сеткой и анкерами позволит с высокой степенью надежности использовать такую крепь, как альтернативу металлической.

Библиографический список

1. **Palmer P.** Developments in sprayed concrete techniques.— *Tunnels and Tunnelling*, 1976, July, p. 37—38.
2. Steel fibres in gunite an appraisal.— *Tunnels and Tunnelling*, 1975, July, p. 74–75.
3. **Е.В. Стрельцов, Э.В. Казакевич, Д.И. Пономаренко** Крепление горных выработок угольных шахт набрызгбетоном. Москва: Недра, 1976. – Стр. 96-97.
4. **Чистов Ю.Д., Краснов М.В.** Рециклинг пылевидных отходов дробления бетонного лома сносимых зданий // *Материалы Международной научно-технической конф. «Экология урбанизированных территорий.* – М.: Изд-во Прима-Пресс. - М.: 2006, с. 87.

ФОРУМ ГІРНИКІВ – 2008

МІЖНАРОДНА
НАУКОВО-ПРАКТИЧНА КОНФЕРЕНЦІЯ

13-15 ЖОВТНЯ 2008 Р.
УКРАЇНА, ДНІПРОПЕТРОВСЬК

ОРГАНІЗАТОРИ КОНФЕРЕНЦІЇ:

- *Міністерство освіти і науки України*
- *Національна академія наук України*
- *Міністерство вугільної промисловості України*
- *Міністерство палива і енергетики України*
- *Національний гірничий університет (Дніпропетровськ)*
- *Інститут геотехнічної механіки НАН України (Дніпропетровськ)*
- *Інститут гірничої та металургійної електроенергетики МОН і НАН України*
- *Інститут проблем екології та природовикористання НАН України (Дніпропетровськ)*
- *Комітет Верховної Ради України з питань паливно-енергетичного комплексу, ядерної політики та ядерної безпеки*
- *Національне агентство України з питань забезпечення ефективного використання енергетичних ресурсів*
- *НАК “Нафтогаз України”*
- *Макіївський науково-дослідний інститут з безпеки робіт у гірничій промисловості*
- *Івано-Франківський національний технічний університет нафти і газу*

ЗАКОРДОННІ ПАРТНЕРИ:

- *Технічний університет “Фрайберзька гірнича академія” (ФРН)*
- *Бранденбурзький технічний університет (Коттбус, ФРН)*
- *Рейн-Вестфальський технічний університет (Аахен, ФРН)*
- *Науково-технічний університет “Краківська гірничо-металургійна академія (Польща)*
- *Вроцлавський технічний університет (Польща)*
- *Головний інститут гірництва (Катовіце, Польща)*
- *Центр механізації гірництва “КОМАГ” (Глівіце, Польща)*
- *Університет Лаваль (Калгари, Канада)*
- *Московський державний гірничий університет (Росія)*
- *Казахський національний технічний університет (Алмати, Казахстан)*

Голова оргкомітету:

Півняк Геннадій Григорович, ректор Національного гірничого університету, академік НАН України

Заступники голови:

БЕШТА Олександр Степанович, проректор з наукової роботи, професор

ШАШЕНКО Олександр Миколайович, проректор з міжнародних зв'язків, професор

МІЖНАРОДНИЙ ОРГАНІЗАЦІЙНИЙ КОМІТЕТ:

С.Б. Тулуб (Україна)

В.І. Полтавець (Україна)

Г.Г. Півняк (Україна)

Г. Уланд (ФРН)

М. Шмідт (ФРН)

К. Дребенштедт (ФРН)

П.-Н. Мартенс (ФРН)

М. Хардигора (Польща)

А. Тайдусь (Польща)

Р. К. Сінгхал (Канада)

А.В. Корчак (Росія)

Б.Р. Ракішев (Казахстан)

СЕКРЕТАРІАТ:

ТЕРЕЩУК Євгенія Євгеніївна

ШЕВЧЕНКО Сергій Вікторович

НАУКОВО-ТЕХНІЧНІ СЕКЦІЇ:

- технології підземного видобутку корисних копалин;
 - відкриті гірничі роботи;
 - збагачення корисних копалин;
 - геомеханіка і геотехніка;
 - будівництво і експлуатація підземних споруд;
 - шляхи розвитку маркшейдерсько-геодезичних робіт;
 - геологія;
 - проблеми та перспективи вдосконалення гірничого обладнання;
 - екологічні проблеми техногенно навантажених регіонів;
 - рудникова аерологія та безпека праці;
 - технології економічного і безпечного використання електроенергії;
 - автоматизація у гірництві;
- економіка і управління у гірничій промисловості.**

Будь ласка, вкажіть науково-технічну секцію, на якій бажано презентувати Вашу доповідь.

МІСЦЕ ПРОВЕДЕННЯ:

м. Дніпропетровськ (Україна)

Національний гірничий університет

МОВИ:

українська, російська, англійська.

КУЛЬТУРНА ПРОГРАМА:

Експерсії за окремою програмою.

Вартість експерсій не входить до реєстраційного внеску.

ПОПЕРЕДНЯ ПРОГРАМА ФОРУМУ

13 жовтня 2008 р. (понеділок)

Реєстрація учасників.

Пленарне засідання:

- урочисте відкриття Форуму;
- доповіді провідних фахівців;
- вручення нагород та відзнак.

Посвячення студентів-старшокурсників у гірники.

Урочистості пов'язані з ювілеями НГУ.

Виставки.

Протокольний захід.

14 жовтня 2008 р. (вівторок)

Засідання науково-технічних секцій.

Презентації і експерсії.

15 жовтня 2008 р. (середа)

Засідання науково-технічних секцій.

Від'їзд учасників.

УМОВИ

Приймаються заявки від організацій гірничого профілю, українських та закордонних фірм на проведення презентацій, рекламу на заходах, підготовку експозицій.

Для своєчасного формування програми та публікацій матеріалів Форуму необхідно до **31 липня 2008 р.** надіслати до Оргкомітету:

- тексти доповідей (вимоги до оформлення додаються);
- заявку на участь (реєстраційна форма додається).

Статті, які будуть надіслані у організаційний комітет Форуму після 31.07.08 р., не будуть надруковані.

РЕЕСТРАЦІЙНИЙ ВНЕСОК:

Реєстраційний внесок у розмірі 360 гривень (у т.ч. НДС). У суму реєстраційного внеску входить отримання пакету учасника, збірника наукових праць міжнародної конференції “Форум гірників - 2008” та участь у протокольних заходах.

Реєстраційний внесок слід перераховувати за наступною адресою:

Науково-дослідний інститут гірничих проблем академії інженерних наук України (НДІ ГП) 49050, г. Дніпропетровськ, пр. Гагаріна 105/44 р/р 26008100496001 в ДОФ АКБ Укрсоцбанку, м. Дніпропетровська МФО 305017 код ОКПО 20202852, Инд. НН 202028504637, № свідоцтва 04114404 Тел/факс: 8-056-7446197

Директор: Бондаренко Володимир Ілліч

У платіжному дорученні просимо зазначити: *реєстраційний внесок за участь у Форумі гірників - 2008, прізвище, ім'я і по батькові відправника, одержувач: НДІ гірничих проблем АІН України.*

ПРОЖИВАННЯ:

Учасники Форуму розміщуються у готелях міста. Оплата за проживання та харчування не входить у реєстраційний внесок.

(Інформація про готелі міста додається окремо).

КОНТАКТИ:

Національний гірничий університет Управління міжнародних зв'язків просп. К. Маркса, 19 49005, м. Дніпропетровськ, Україна корпус 4, кімната 31/3, тел./факс: (0562) 47-07-66; (056) 744-62-14 E-mail: kovalenkov@nmu.org.ua Web: www.nmu.org.ua

Додаток

ВИМОГИ ДО ОФОРМЛЕННЯ СТАТТІ

Мови: українська, російська, англійська

Структура статті: *вступ* - постановка проблеми в загальному вигляді; *стан питання, виділення невирішеної частини проблеми*, якій присвячується дана стаття; *формулювання цілей* статті, *постановка задач*; *виклад* основного матеріалу досліджень з обґрунтуванням отриманих наукових результатів; *висновки* за результатами виконаних досліджень і коротка інформація щодо перспектив подальшого їх використання.

Текст статті обсягом від 5 до 10 стор., включаючи анотацію, таблиці і рисунки, представляється на дискеті 3,5" з роздруківкою 1 прим. на аркушах формату

А4. Текст повинен бути надрукований чорним кольором на білому папері на одній стороні аркуша. Шрифт – Times New Roman, розмір шрифту – 12. Інтервал між строками – одинарний. Усі поля - по 2 см.

Стаття повинна бути оформлена згідно зразка в такий спосіб:

- Назва статті - заголовними буквами, жирно, вирівнювання по центру без переносів.
- Ініціали, прізвище автора, організація, країна – курсивом, вирівнювання по центру без переносів.
- Анотація мовою статті до 7 рядків, абзацний відступ 5 мм, вирівнювання по ширині, автоперенесення.
- Стаття надається сполосним текстом. Абзацний відступ 5 мм, вирівнювання по ширині, автоперенесення. Формули повинні бути виконані в додатку Word "Equation". Рисунки, таблиці і написи до них розташовуються безпосередньо в тексті і впроваджуються в документ як об'єкти. Ілюстрації повинні бути одноколірними (чорно-білі або відтінки сірого).
- Список літератури відповідно до діючих стандартів.

Зразок

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПОЛЯ НАПРЯЖЕНИЙ В ПОРОДНОМ МАССИВЕ ОТ ДЕЙСТВИЯ ПРОИЗВОЛЬНОЙ РЕАКЦИИ КРЕПИ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ

*Бондаренко В.И., Ковалевская И.А., Национальный горный университет, Украина
В.В. Сидоров, Московский государственный горный университет, Россия*

Приведены теоретические обоснования и расчет компонент напряжений во вмещающем горную выработку породном массиве от действия произвольной реакции крепи, что позволяет оптимизировать силовое взаимодействие системы "горный массив - крепь".

Определение компонент напряжений во вмещающем выработку породном массиве от реакции крепи, которые являются одной из составляющих условия равновесия при оценке устойчивости предельного (запредельного) состояния пород необходимо для решения задач по оптимизации взаимодействия элементов системы "горный массив - крепь", а следовательно, для повышения надежной работы крепей в целом.

$$q_1(\theta) = \sum_{k=0}^{\infty} (a_k \cos k\theta + b_k \sin k\theta); \quad (1)$$

$$f_1(\theta) = \sum_{k=0}^{\infty} (c_k \cos k\theta + d_k \sin k\theta), \quad (2)$$

где a_k , b_k , c_k и d_k – коэффициенты; θ – угловая координата.

Список литературы

1. Сажин В.С. Упруго-пластическое распределение напряжений горных выработок различного очертания. – М.: Наука, 1968. – 94 с.

ТЕЗИ ДОПОВІДЕЙ 2-Ї МІЖНАРОДНОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ
КОНФЕРЕНЦІЇ МОЛОДИХ ВЧЕНИХ, АСПІРАНТІВ ТА СТУДЕНТІВ
“ПЕРСПЕКТИВИ ОСВОЄННЯ ПІДЗЕМНОГО ПРОСТОРУ”

Тези доповідей подані в редакції авторів

Відповідальний за випуск Гапеев С.М., кандидат технічних наук, доцент,
докторант кафедри будівництва і геомеханіки

Комп’ютерна верстка Янко В.В.

Підписано до друку _____. Формат 30x42/4.
Папір офсетний. Ризографія. Ум. друк. арк. 3,88.
Обл.-вид. арк. 3,88. Тираж ___ прим. Зам. №

Підготовлено до друку та видруковано у Національному гірничому університеті
49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19