

Министерство образования и науки Украины
Национальный горный университет
Факультет строительства
Кафедра строительства и геомеханики



-й годовщине Национального горного университета посвящается



3-я Международная научно-практическая конференция
молодых ученых, аспирантов и студентов

**“ПЕРСПЕКТИВЫ ОСВОЕНИЯ
ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА”**

МАТЕРИАЛЫ КОНФЕРЕНЦИИ

Украина, Днепропетровск
16-17 апреля 2009 года

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



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

16-17 АПРЕЛЯ 2009 г.

ПРИУРОЧЕНА К 110-ЛЕТИЮ
НАЦИОНАЛЬНОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА
(ДНЕПРОПЕТРОВСКОГО ГОРНОГО ИНСТИТУТА)

Днепропетровск 2009

УДК 622.012.002.2; 622.268.13

Матеріали 3-ї Міжнародної науково-практичної конференції молодих вчених, аспірантів та студентів “Перспективи освоєння підземного простору”. – Д.: Національний гірничий університет, 2009. – 128 с.

Наведені результати наукових досліджень молодих вчених, аспірантів і студентів у різних напрямках освоєння підземного простору, що були подані на секції 3-ї Міжнародної науково-практичної конференції молодих вчених, аспірантів та студентів “Перспективи освоєння підземного простору”, що включена до плану студентських конференцій МОН України на 2009 рік (лист 1/9-13 від 15.10.2008 р.).

Конференція проведена за підтримки Фонду цивільних досліджень і 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. В. Солодянкин.</i> К 110-й годовщине со дня основания Национального горного университета | 6 |
| <i>В. В. Янко, Ю. А. Смоляк.</i> Оценка и методика расчета горизонтальной выработки при её пересечении геологического нарушения..... | 14 |
| <i>А. В. Яворский, Е. В. Андронович.</i> Натурные измерения изменчивости прочности угля и вмещающих пород в зоне дизъюнктивных нарушений..... | 19 |
| <i>С. А. Харин.</i> Оценка влияния факторов буровзрывных работ на темпы проведения квершлагов | 24 |
| <i>А. В. Солодянкин, С. Н. Ганеев, К. В. Кравченко.</i> Использование эквивалентного моделирования при расчёте анкерных систем..... | 29 |
| <i>И.Ю. Старотиторов.</i> Анализ процесса разрушения горных пород в объемном напряженном состоянии на численной модели..... | 34 |
| <i>А.Ю. Прокопов, В.Л. Склепчук, Д.Н. Тимофеев.</i> Организационно технические мероприятия по обеспечению безопасности при проходке вертикальных стволов подземного рудника «Удачный» в зоне нефтегазопроявлений..... | 38 |
| <i>Б.Н. Андреев, А.О. Сахно.</i> Определение прочности породного массива на основе трансверсально-изотропной модели среды..... | 40 |
| <i>Д.В. Пронский, Ю.И. Кобзарь, Ю.П. Должиков.</i> Динамическая модель зоны неупругих деформаций на участках интенсивного водопритока | 44 |
| <i>С. А. Масленников, Д.С. Куличенко С. А. Говоруцкая</i> К вопросу о креплении вертикальных стволов комбинированной чугунно бетонной крепи | 49 |
| <i>А. О. Новиков И. Н. Шестопалов.</i> О деформировании породного массива вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением | 53 |

| | |
|--|-----|
| <i>Л.А. Данилова.</i> Расчет круговой тоннельной обделки с внутренним круговым каналом при действии собственного веса пород | 58 |
| <i>С. А. Саммаль.</i> Математическое моделирование напряжённого состояния обделок тоннелей произвольного поперечного сечения при динамических воздействиях..... | 61 |
| <i>С. А. Масленников.</i> Экономическая эффективность применения бетонов с повышенным модулем деформации в чугунно-бетонной крепи вертикальных столов | 67 |
| <i>А. С. Иванов, А. В. Сидельник.</i> Влияние скорости отработки лавы на технические параметры лав в антропогенных шахтах Донбасса..... | 71 |
| <i>А.К. Ищенко.</i> Оценка влияния водотвердого отношения и коэффициента вспучивания поверхности на оптимизацию состава твердеющей смеси для забойки шпуровых и скважинных зарядов..... | 75 |
| <i>В. В. Коваленко, Ю.А. Смоляк.</i> Влияние направленного ориентирования фибр на характер деформирования фибробетона..... | 84 |
| <i>О. А. Соловьева, Е. Г. Гудкова.</i> Напряженное состояние массива пород вокруг некруговой выработки при действии вертикальной равномерной нагрузки, локально распределенной по части контура..... | 88 |
| <i>С.В. Борщевский, Д. Т. Торубалко, А. Л. Тютюкин.</i> Конечно-элементная модель сопряжения ствола | 91 |
| <i>С. В. Борщевский, С. Н. Царенко, А. И. Руднев.</i> Совершенствование стальной крепи при бурении шахтных вертикальных стволов | 95 |
| <i>В.А. Будишевский, Е.М. Арефьев, Н.В. Хищенко.</i> К вопросу об экспериментальном исследовании зависимости прочности прилипания угольной примазки на отрыве от конвейерной ленты от влажности..... | 100 |
| <i>А. В. Солодянкин, А.В. Халимендик.</i> Современное состояние и перспективы развития шахтного строительства и угольной промышленности Украины..... | 102 |
| <i>В. А. Будишевский, Е. М. Арефьев.</i> Многокритериальный анализ технологий очистки конвейерных лент..... | 108 |

| | |
|---|-----|
| <i>А.В. Солодянкин, М. А. Кравченко.</i> Обоснование способа повышения устойчивости горной выработки в условиях ожидаемых больших смещений контура выработки с применением податливой анкерной крепи..... | 112 |
| <i>С.П. Минеев, А. С. Лукьяненко, И. С Полях.</i> Методика оценки теплоизоляции сооружений..... | 117 |
| <i>А.Ю. Прокопов, М. В. Прокопова, К. Э. Ткачева.</i> Учет дополнительных аэродинамических нагрузок на армировку ствола..... | 119 |
| <i>А.В. Солодянкин, Ш. Алямов.</i> История и перспективы применения бетона в подземном строительстве..... | 122 |

Солодянкин А.В., к.т.н., доц., каф., СГТ, НГУ, г.Днепропетровск, Украина

К 110-Й ГОДОВЩИНЕ СО ДНЯ ОСНОВАНИЯ НАЦИОНАЛЬНОГО ГОРНОГО УНИВЕРСИТЕТА

2009-й год – юбилейный в истории Национального горного университета. 110 лет деятельности этого старейшего вуза Днепропетровска отмечены славными делами, высокими достижениями и важными результатами. Смена эпох, революции и войны, радостные и трагические события, триумф и тяжелый труд... И на фоне всего этого – учебная и научно-исследовательская деятельность, подготовка специалистов, рождение и развитие научных и педагогических школ, плодотворная культурная и воспитательная работа.

Много будет сказано о пройденном пути, настоящем времени и перспективах развития нашего вуза. А традиционным моментом всегда оставалось и будет – упоминание о первых шагах, днях, первых результатах этого большого пути. Не будем отступать от традиций. Более того, посмотрим еще дальше: «А что было до нас?», то есть - до идеи создания первого высшего заведения в нашем крае.

Предыстория создания высшего горного училища в Екатеринославе

30 сентября 1899 года (13 октября по новому стилю) в губернском городе Екатеринославе по ходатайству местного самоуправления и XXI съезда горнопромышленников Юга России было открыто высшее горное училище. С самого начала решение не было однозначным в пользу Екатеринославского вуза. Во время обсуждения поднятой проблемы в Совецательной Конторе железозаводчиков было решено: второй горный вуз открывать в Харькове, а в Екатеринославе - только высшую штейгерскую школу. Против этого решения выступил представитель Горного Ведомства, возможно, выпускник С.-Петербургского горного института (СПбГИ) (прим. И.М. Елинова [1]), который предложил расширить подготовку инженеров в столичном вузе. Совецательная Контора обоснованно отклонила это предложение: подготовка в СПбГИ «носит слишком теоретический характер», вуз «слишком отдален от горнозаводского района». «Расширением существующего СПбГИ не достигается цель. Необходимо открытие еще одного горного института».

Рассматривая разные варианты решения проблемы подготовки специалистов для горной и металлургической промышленности, нужно признать, что создание вуза в Екатеринославе было наиболее предпочтительным. Но если бы не события последних лет, в корне изменившие историю Екатеринослава...

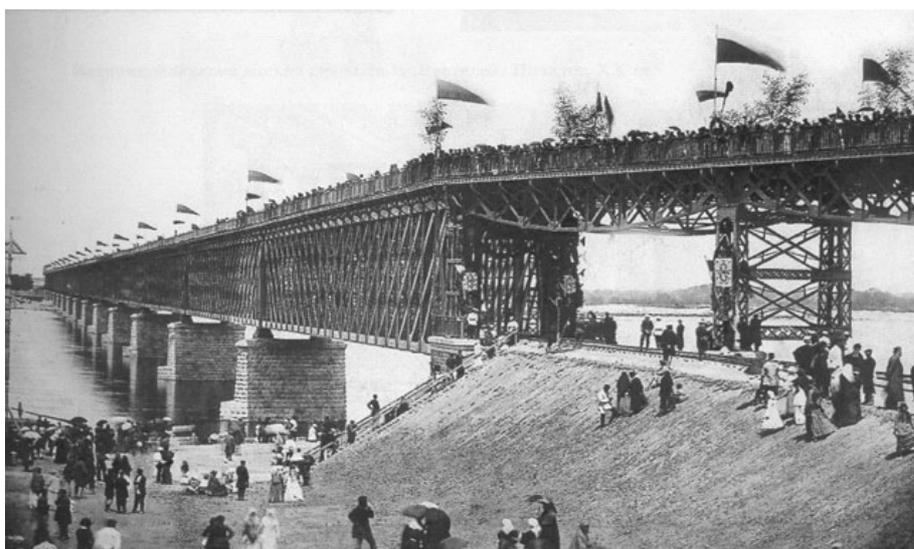
Действительно, к концу XIX века Екатеринослав становится важнейшим промышленным центром большого горнодобывающего и металлургического района. Во многом этому способствовало удачное расположение города к месторождениям различных полезных ископаемых. К востоку от него находился Донецкий бассейн с развитой угольной и металлургической промышленностью,

к северо-востоку – Бахмутские месторождения каменной соли (ныне - г. Артемовск), а также месторождения доломита, известняка, гипса, цементных мергелей и Никитовский ртутный рудник. На западе – Криворожский железорудный бассейн и месторождения других полезных ископаемых (графит, каолин, бурый уголь, строительные материалы). К юго-западу – Никопольский марганцеворудный район. На юге – кавказская нефть и богатый полезными ископаемыми и залежами соли Крымский полуостров.

Темпы роста горнодобывающей и металлургической отраслей на Юге России впечатляют. Со второй половины XIX столетия весьма заметно выросли добыча угля в Донбассе и, соответственно, ее удельный вес в угольном балансе России. Росли и большие каменноугольные предприятия. В 1884 г. в Донбассе их было 6, а в 1894 г. – 13. Донецкий бассейн становится главным угольным районом России.

Такое бурное развитие угольной базы на юге России вызвало интенсивный рост развития и других отраслей промышленности. В первую очередь – рудной и металлургической. В этот период на первое место по добыче железной руды также выходит юг России. Интенсивная разработка руд Криворожского района началась в 1881 г. и в очень короткий срок Криворожский район занял первое место в России по добыче железной руды, обогнав к 1900 г. старейшие железорудные районы Урала и Центральной России. Никопольское месторождение марганца, имеющее мировое значение, было открыто в 1883 г., а уже с 1886 г. марганцевые руды начали использовать, главным образом, в промышленности юга России.

Месторождение Бахмутской соли открыли в 1571 г. Однако, только с 1870 г. началась его широкая разработка в районе Бахмута, что позволило России прекратить ввоз соли из-за границы.



Открытие Екатеринославского металлического железнодорожного моста в 1884 году, на то время – второго в России и первого по длине в Европе

В 1884 г. железорудная база Кривого Рога и угольный Донбасс были соединены железной дорогой с мостом через реку Днепр, прошедшей через Екатеринослав, и еще в большей степени благоприятствовали дальнейшему развитию промышленности в крае. А на юге России заработали мощные для того времени металлургические заводы: в Екатеринославе с 1885-1889 гг., Каменском (ныне – Днепродзержинск) с 1887-1889 гг., Юзовке (Донецк) с 1872 г., Макеевке с 1898 г. и Мариуполе с 1894-1898 гг. [2]. Горнодобывающая и металлургическая промышленность края возрастала ежемесячно, а сам Екатеринослав, по словам выдающегося российского журналиста В. А. Гиляровского, «в последние 10-12 лет растет не по дням, а по часам» [3].

А вот что писал о том же Екатеринославе Д. И. Яворницкий в «Истории города Екатеринослава» [4] всего за несколько лет! до описываемого периода. «Заложенный в 1787 году, он просуществовал более 80 лет, дожив до 1870 года, будучи заурядным губернским городом, почти немощным... Экономическая и промышленная жизнь бывшего запорожского края развивалась очень медленно и не выходила из рамок обычного хозяйствования. Население занималось земледелием, скотоводством, овцеводством, рыболовством, пчеловодством и отчасти добыванием соли».

В работах [3, 5] Екатеринослав того же периода описывается похоже: «Представлял убогое зрелище. В середине XIX века офицерами Генерального Штаба было составлено описание Российской империи, где представили Екатеринослав глубоким захолустьем, вся слава которого поддерживалась лишь его губернским статусом. Город был обречен на вечное прозябание в стране “самою природою предназначенного для хлебопашества и скотоводства”, без будущего – “едва ли достигнет когда-нибудь высокой степени развития... фабричной и заводской промышленности”, бесцветный по архитектуре, где тюремный замок можно считать лучшей постройкой в городе.

К 1861 году в Екатеринославе, исключая Екатерининский проспект, не было “особо замечательных улиц”. Более того, что довольно удивительно, улицы не имели определенных названий. Всех жителей в городе было 13217 человек, домов 1791, из коих каменных насчитывалось 99, из них – 20 казенных. Окруженный бывшими казаческими поселениями, город-улица.

Полковник В. Павлович делал весьма печальное предсказание: “город по своему положению едва может возвыситься во времени”».

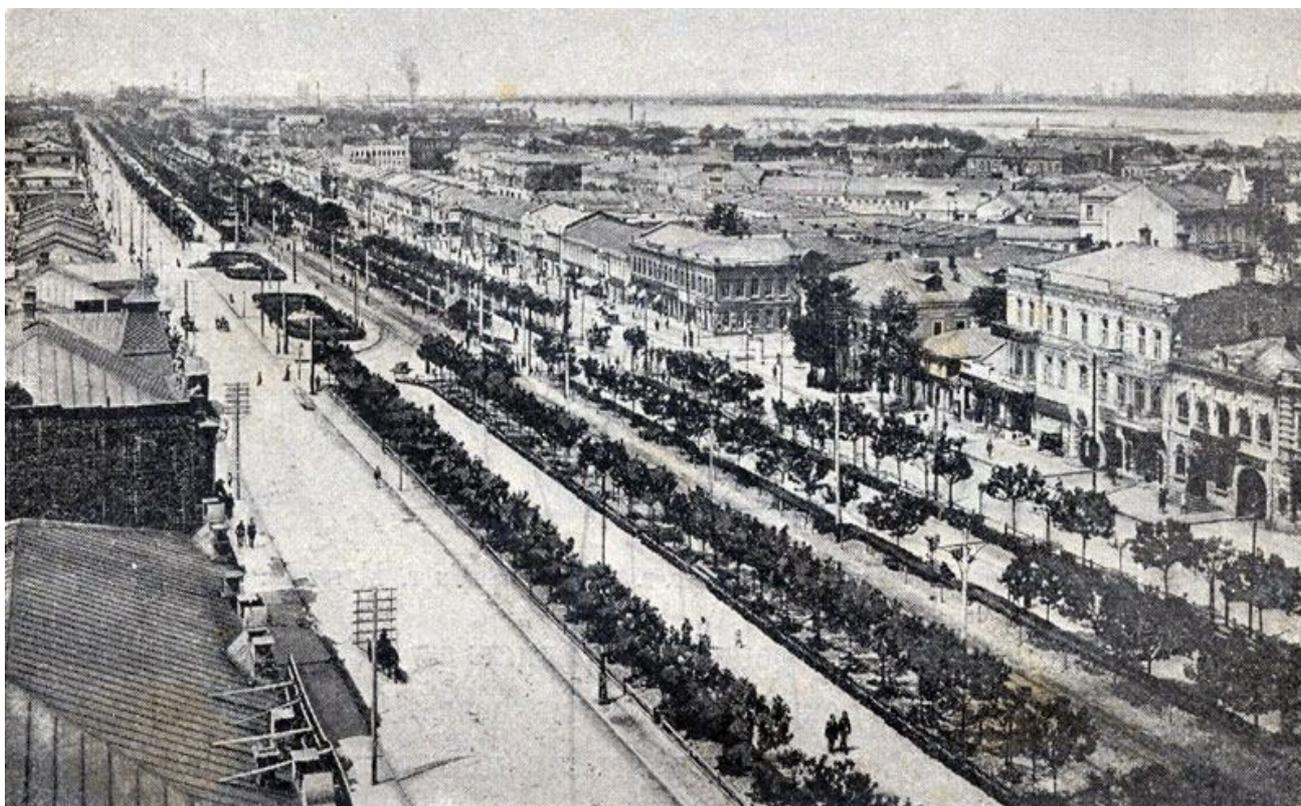
И это тот город, который был задуман князем Потемкиным Г. А. как административный центр нового края, третья южная столица земли русской: «огромный, величественный, блещущий красотой и богатством, город, который будет служить вечным и достойным памятником бессмертных деяний великой монархини императрицы Екатерины II». Тот город, который был одним из главных в стратегическом плане Потемкина «пробить окно на восток, в Азию, как царь Петр I прорубил окно в Европу» [4].

На высокую степень экономическая и промышленная жизнь Екатеринославской губернии сразу поднялась, когда в недрах земли были открыты богатые залежи железной руды и каменного угля.

Огромная заслуга в развитии губернии принадлежит англичанину Джону Юзу и местному гражданину Александру Полю. Именно Юз в 1872 году пустил в ход первую на юге России доменную печь, не смотря на неоднократные попытки российского правительства открытия чугунолитейных заводов в Донецком уезде еще с конца XVIII века. И именно Юз обеспечил активное развитие горнопромышленной деятельности в крае, гарантировав России выпуск огромных объемов чугуна и стального проката.

В это же время Александром Полем были разведаны и приняты к разработке железные руды Кривого Рога. Екатерининская железная дорога, связавшая угли Донбасса и руду Кривого Рога, также всецело является заслугой А. Поля.

В одночасье, буквально в считанные годы, по концентрации промышленного потенциала губерния заняла одно из ведущих мест в России. С проведением железной дороги город Екатеринослав из второстепенного провинциального города превратился в крупный торговый и промышленный центр со множеством фабрик, заводов и мельниц, с почти миллионными оборотами и к началу XX столетия вошел в первую десятку городов Российской империи по городскому годовому бюджету.



Екатерининский проспект. В 1923 г. переименован в проспект имени К. Маркса

В 1895 году начала функционировать городская телефонная сеть, в 1897 году Франко-Бельгийское акционерное общество, раньше, чем в Санкт-Петербурге и Москве, пустило городской трамвай, а вечерние улицы города осветились 846 электрическими фонарями, в то время как в других городах России светили керосиновые и газовые фонари.

В становлении промышленности в крае к тому же решающую роль играл иностранный капитал. За период с 1858 по 1897 г. городское население губернии увеличилось с 59,9 тыс. до 220,6 тыс. человек. По данным переписи 1897 г. грамотность населения в Екатеринославской губернии составляла 21,4% [6].

Однако быстрое развитие горнодобывающей и металлургической промышленности требовало увеличения численности инженерно-технического персонала. Ведь даже те немногочисленные специалисты, которые работали на шахтах и заводах, были в основном иностранцами. Отечественных инженеров практически не было. Не было в крае и высших учебных заведений для подготовки столь нужных специалистов.

Вот эти события и предопределили основание в Екатеринославе высшего горного училища – первого учебно-исследовательского заведения горного профиля на территории Украины и второго по времени основания в России.



Становление высшего технического образования в Днепропетровске

Можно сказать, что Высшее горное училище начало свою деятельность сразу же после подписания царем Николаем II «Положения о Екатеринославском высшем горном училище» - 16 июня 1899 года, поскольку к этому времени была проведена огромная организационная и финансовая работа.

С 1896 г. Городская дума, при поддержке губернатора и представителей Союза промышленников Юга России начали ходатайствовать о создании в Екатеринославе горного института. Деятельность училища должна была осуществляться на средства, отпускаемые из государственного казначейства, а также за

счет платы, взимаемой с учащихся, дохода от продажи научных трудов, издаваемых училищем, сборов за выдачу дипломов и свидетельств, платы за испытания, производимые в химической лаборатории, пожертвований общественных учреждений или частных лиц. Из перечисленных источников, на данный момент можно было надеяться только на последние, что и не замедлило произойти.



Потемкинский дворец

Будущему вузу городская власть бесплатно выделила земельный участок на Соборной площади стоимостью 200 тыс. руб. и еще 200 тыс. руб. на строительство учебных корпусов. 50 тыс. руб. выделил из собственных прибылей депутат городской думы, предприниматель М.С. Копылов, более 200 тыс. руб. – съезд горнопромышленников. Образованный 1 июня 1898 г. «Комитет для сбора пожертвований и постройки зданий Екатеринославского высшего горного училища» собрал почти 100 тыс. руб. Всего было собрано более 600 тыс. руб.



Екатеринославское высшее горное училище. Химический корпус. 1902 год



Строительство главного корпуса. На пьедестале - памятник Екатерине II

4 июня (по старому стилю) 1899 года на «Положении ...» царь написал «Быть по сему». Сразу же после этого был организован прием заявлений, подготовлены помещения для проведения конкурсных и вступительных экзаменов.

Из 352 человек, желающих обучаться в ЕВГУ, было допущено к экзаменам 177. И уже 13 октября профессорско - преподавательский состав ЕВГУ принял первых 77 студентов к занятиям, хотя учебных корпусов училища еще не было даже на бумаге, а государственного финансирования строительства корпусов учебного заведения не предусматривалось.

Открытие училища состоялось в Потемкинском дворце, помещения которого было решено пре-

доставить училищу на первые два учебных года. В сентябре 1901 года был полностью закончен химический и

значительная часть главного корпуса и училище начало работать в своих помещениях.

Кстати сказать, царское правительство очень скупо выделяло деньги ЕВГУ-ЕГИ, однако учебное заведение развивалось, образовывались новые кабинеты и лаборатории, постоянно пополнялась новыми книгами библиотека, 7-9 ученых ежегодно имели возможность бывать в заграничных командировках, были стипендии и премии, и все это за счет добровольных пожертвований [1].

Первым директором Екатеринославского высшего горного училища был назначен известный горный инженер Сергей Николаевич Сучков.

В 1908 году на этом посту его сменил ординарный профессор Николай Иосифович Лебедев. Преподавание проводилось высококвалифицированными педагогами, специалистами горного дела и металлургии. Горное искусство читали профессора А.М. Терпигорев и М.М. Протодьяконов, разведку и механическое обогащение полезных ископаемых – профессор В.А. Гуськов, геодезию и маркшейдерское искусство – профессор П.М. Леонтовский.

Подготовка студентов велась на двух отделениях: горном и заводском. В 1-м пункте «Положения о ЕВГУ» указывалось, что «Екатеринославское высшее горное училище есть высшее учебное заведение, имеющее целью специальное образование лиц, посвящающих себя преимущественно практической деятельности по горному делу (Рудничному и Заводскому)» [7]. Первый учебный план предусматривал прохождение курса в училище в течение 3,5 лет. Таким образом, училище в начальный момент было фактически полувисшим учебным заведением, так как, несмотря на приведенное выше «Положение о ЕВГУ», по окончании его присваивалось звание горного техника, а не инженера. Но уже в мае 1903 г. училище частично преобразовали – установили четырехлетний срок обучения, окончившим присваивали звание рудничного инженера и инженера-металлурга.

В 1912 году благодаря наличию высококвалифицированных кадров преподавателей, соответствующих учебных планов для подготовки горных инженеров, высокому научно-техническому уровню оснащения лабораторно-исследовательской базы, а самое главное – высокому уровню подготовки инженеров, как теоретической, так и практической, высшее горное училище решением правительства России преобразуется в Екатеринославский горный институт.

В 1921 году институту присвоено имя деятеля революционного движения Федора Сергеева – Артема. С 1926 года в связи с переименованием города вуз стал называться Днепропетровским горным институтом.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Єлінов І.М. Нариси з історії Національного гірничого університету. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2006. – 188 с.
2. Днепропетровский горный институт: Исторический очерк / Под ред. А.А. Ренгевича, М.П. Теселько. – М.: Недра, 1990. - Кн. 1: История и развитие (1899-1989). – 345 с.
3. Елинов И. Быть в Днепропетровске проспекту имени А.Н. Поля // Фото-куррьер. – 2007. - № 6 (62). – С. 6-7.
4. Яворницкий Д.И. История города Екатеринослава. - Днепропетровск: Проминь, 1989. – 197 с.
5. Пахоменков Ю. Александр Николаевич Польш (1832-1890) – «степной Колумб» // <http://gorod.dp.ua/history>.
6. Государственная металлургическая академия Украины: История становления вуза и развитие его научно-педагогических школ (к 100-летию начала подготовки инженеров-металлургов) / Под ред. Ю.Н. Тарана-Жовнира. – Днепропетровск: Пороги, 1999. – 312 с.
7. Известия Екатеринославского горного института им. Артема-Сергеева. – Екатеринослав, 1924. Т. XIV. Юбилейный выпуск (1899-1924). – Ч. 1. – 251 с.

УДК 622.023.62:551.243.1

*Янко В.В, ассистент, Смоляк Ю.А., студент гр. ГС-05
Национальный горный университет, Днепропетровск, каф. БГМ*

ОЦЕНКА И МЕТОДИКА РАСЧЕТА ГОРИЗОНТАЛЬНОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ ЕЕ ПЕРЕСЕЧЕНИИ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО НАРУШЕНИЯ

Исследование процесса перемещения породного массива в окрестности одиночно-протяженной горизонтальной выработки в породном массиве во время пересечения и после пересечения нарушения в численном виде достаточно корректно можно выполнить только на основе объемной модели. Принимая во внимание то обстоятельство, что рассматриваемая задача должна быть упругопластической, численная модель представляется очень сложной, громоздкой. Интерпретация результатов вычислений при этом чрезвычайно затрудняется.

В этой связи предлагается упрощенный подход к решению поставленной задачи, состоящий в следующем. За основу принимаются известные решения плоской упруго-пластической задачи о пересечении разрывного нарушения очистной выработкой (лавой) и об упруго-пластической устойчивости протяженной одиночной горизонтальной выработки. Ищется искусственное решение основной задачи, опирающееся на решения известных задач.

В соответствии с этим, для исследований закономерностей распределения вышеперечисленных факторов приняты наиболее удобные для аналитических исследований модели протяженной горной выработки, пересекающей дизъюнктивное нарушение, приведенные на рис. 1–2.

В одной модели выработка имеет арочную форму, как показано на рис. 1.

В другой модели выработка моделируется прямоугольным вырезом, расположенным примерно, посередине по отношению к вертикали исследуемого массива, который приближаясь, постепенно пересекает дизъюнктивное геологическое нарушение, как показано на рис. 2 (см. пунктирные линии).

Моделируемое структурное нарушение – зона влияния дизъюнктива представляет собой сброс (рис.2). Угол наклона дизъюнктива варьировался от 35° до 90° . Зона влияния вокруг дизъюнктива была разбита на 10 одинаковых по ширине частей, каждая из которой имела собственные физико-механические характеристики пород. В частности, предел прочности на одноосное сжатие R_c , который изменяется по линейному закону в большую сторону по мере отдаления от дизъюнктива, как было показано ранее. Разбиение на относительно большое количество областей с разными физико-механическими свойствами обусловлено стремлением свести к минимуму влияние дискретности.

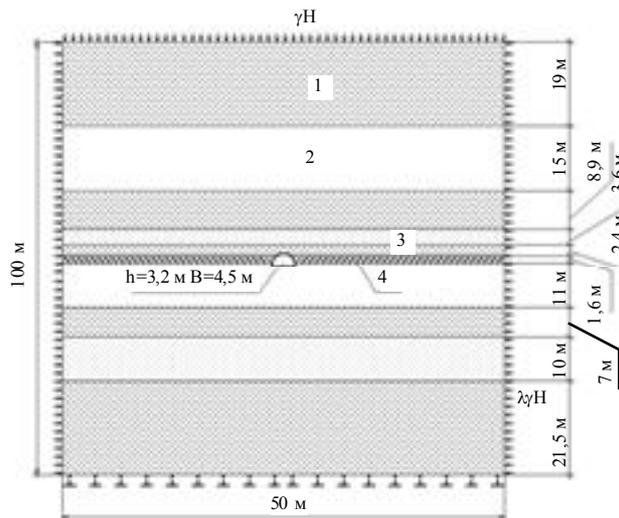


Рис.1. Модель в поперечном сечении протяженной горной выработки, пересекающей дизъюнктивное нарушение: 1 – алевролит; 2 – аргилит; 3 – песчаник; 4 – уголь

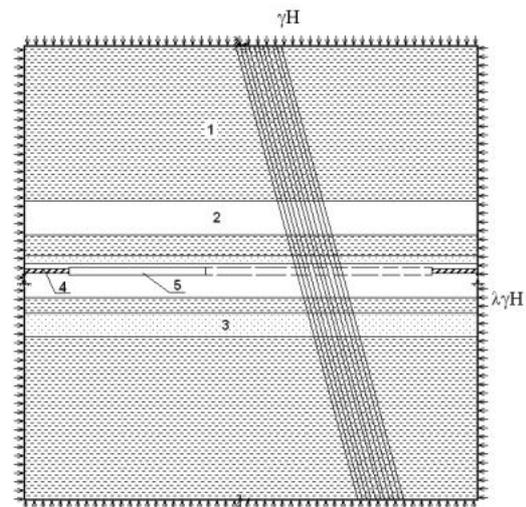


Рис.2. Модель в продольном сечении протяженной горной выработки, пересекающей дизъюнктивное нарушение: 1 – алевролит; 2 – аргилит; 3 – песчаник; 4 – уголь; 5 – выработка

Моделируемое структурное нарушение – зона влияния дизъюнктива представляет собой сброс (рис. 2). Угол наклона дизъюнктива варьировался от 35° до 90° . Зона влияния вокруг дизъюнктива была разбита на 10 одинаковых по ширине частей, каждая из которой имела собственные физико-механические характеристики пород. В частности, предел прочности на одноосное сжатие R_c , который изменяется по линейному закону в большую сторону по мере отдаления от дизъюнктива, как было показано ранее. Разбиение на относительно большое количество областей с разными физико-механическими свойствами обусловлено стремлением свести к минимуму влияние дискретности.

При этом необходимо иметь критерий разрушения (эквивалентное напряжение σ_e) определяемый равенством $\sigma_e = R_c$. Здесь, в соответствии с работой используется соотношение, предложенное А. Н. Шашенко:

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

где σ_x и σ_y – компоненты главных напряжений;

$\psi = R_p / R_c$ – коэффициент хрупкости, равный отношению предела прочности на растяжение к пределу прочности на сжатие.

При достижении предельного значения R_c в некоторых точках области, прилегающей к зоне нарушения сплошности, начинается процесс разрыхления горной породы. Экспериментально и теоретически показано, что нагружение в глубине массива можно считать управляемым по деформациям.

Численное решение упруго-пластической задачи для неоднородной среды. В работе поставлена и решена численная задача для неоднородного массива, т.е., с учетом слоистости, приближенную к реальной структуре углевмещающей толщи по пласту l_3 в пределах поля шахты «Алмазная». Глубина заложения выработки принималась равной 730,0 м, которая соответствовала 6 южному конвейерному штреку горизонта 550 м. В данной численной задаче условия на контактах слоев не учитывались.

Диаграммы «напряжения-деформации» для проведения расчетов в неоднородном породном массиве, соответственно для угля, аргиллита, алевролита и песчаника, представлены на рис. 3.

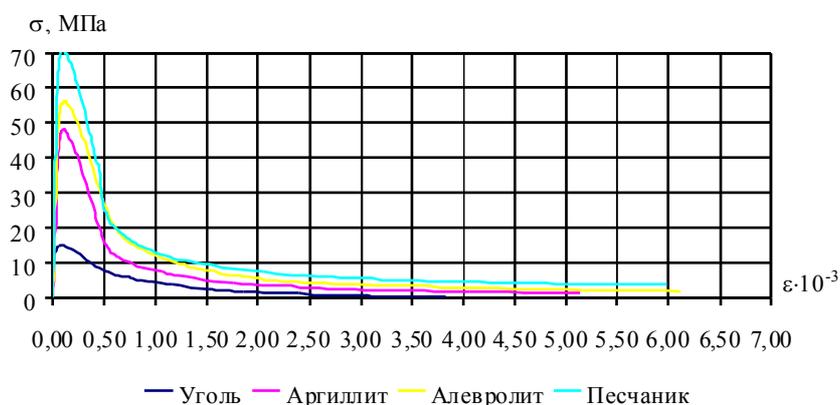


Рис.3 Диаграммы «напряжения-деформации»

ЗНД в случае исследуемого процесса перемещения одиночной выработки достаточно близко ($\pm 10\%$) соответствует размеру ЗНД, полученному входе решения задачи для одиночной выработки. Таким образом, изложенный подход может быть применен к исследованию определенного класса геомеханических задач.

Таблица 1

Физико-механические параметры пород

| Физико-механический параметр | Уголь | Аргиллит | Алевролит | Песчаник |
|--|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
| Глубина расположения выработки, H , м | 730 | | | |
| Объемный вес пород, γ , МПа/м | $1,3 \cdot 10^{-2}$ | $2,5 \cdot 10^{-2}$ | $2,5 \cdot 10^{-2}$ | $2,6 \cdot 10^{-2}$ |
| Предел прочности на одноосное сжатие, σ_c , МПа | 15 | 48 | 56 | 70 |
| Предел прочности на одноосное растяжение, σ_t , МПа | 4,4 | 15,45 | 15,9 | 31,5 |
| Предел прочности на сдвиг, τ , МПа | 1,8 | 3,5 | 3,0 | 5,0 |
| Модуль Юнга, E , МПа | $2,5 \cdot 10^4$ | $5,14 \cdot 10^4$ | $5,75 \cdot 10^4$ | $9,04 \cdot 10^4$ |
| Коэффициент Пуассона, μ | 0,16 | 0,25 | 0,28 | 0,21 |
| Модуль сдвига, G , МПа | $1,03 \cdot 10^3$ | $1,13 \cdot 10^4$ | $1,31 \cdot 10^4$ | $1,97 \cdot 10^4$ |

Такая постановка задачи позволяет по последовательности движения, т. е. по мере приближения и пересечения выработкой геологического нарушения, проследить изменение напряженно-деформированного состояния массива в окрестности выработки, форму и размер зоны неупругих деформаций, а также величину остаточной прочности материала в пределах зоны по мере неоднородности массива.

Обобщенная расчетная схема для задачи в поперечном сечении представлена на рис. 1, в продольном сечении – на рис.2. В задаче в продольном сечении варьировался угол наклона дизъюнктива – α .

Физико-механические параметры пород, которые задавались в ходе проведения расчетов в неоднородном породном массиве, представлены в табл. 1.

На рис. 4 показана зона неупругих деформаций для численных моделей с углом залегания нарушения от 35° до 90° .

Схема зон влияния на выработку дизъюнктивного геологического нарушения L приведена на рис. 5. Формула расчета этих зон приведена ниже.

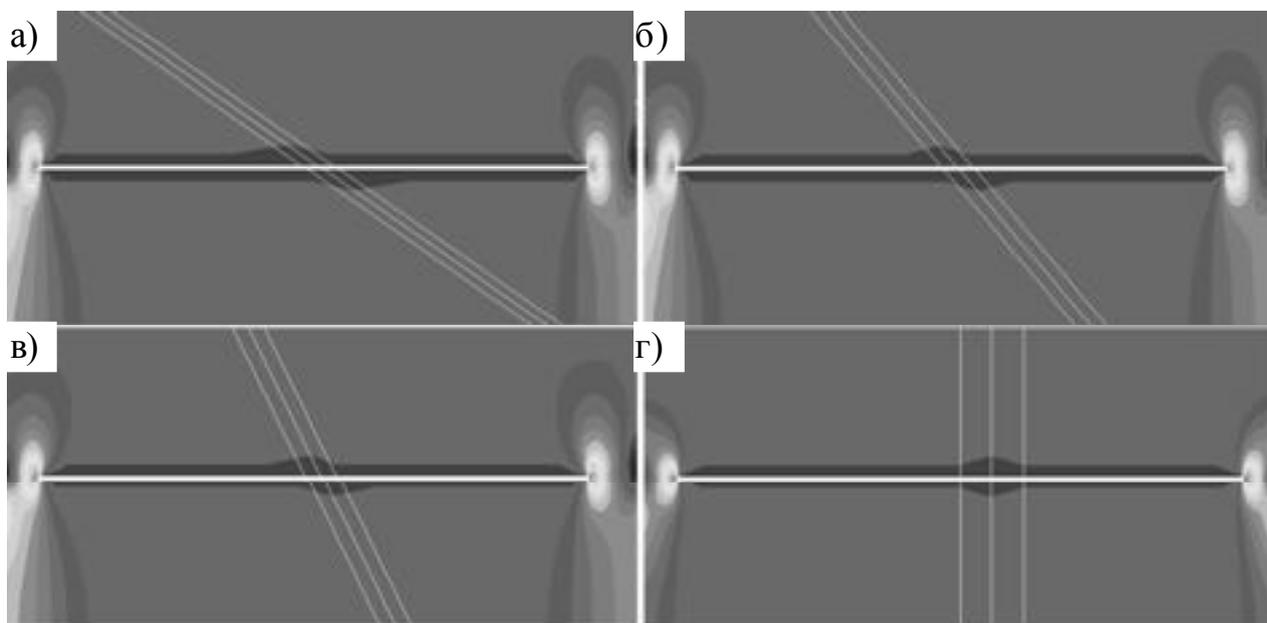
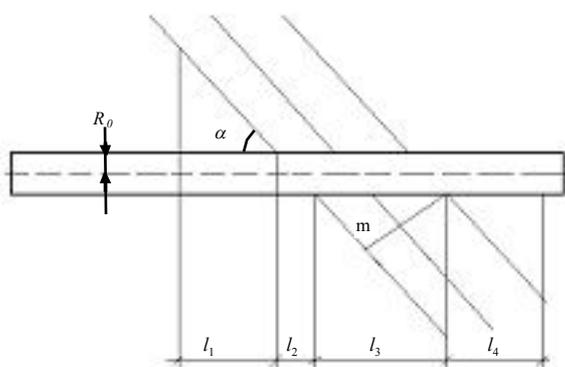


Рис. 4. Зона неупругих деформаций для численных моделей с углом залегания нарушения а) 35° , б) 50° , в) 65° , г) 90°



$$L = l_1 + l_2 + l_3 + l_4$$

$$l_1 = l_4 = (R_L - R_0) \operatorname{ctg} \alpha$$

$$l_2 = 2R_0 \operatorname{ctg} \alpha$$

$$l_3 = m \operatorname{cosec} \alpha$$

Рис. 5. Схема влияния дизъюнктивного геологического нарушения

$$L = 2(R_L - R_0) \operatorname{ctg} \alpha + 2R_0 \operatorname{ctg} \alpha + m \operatorname{cosec} \alpha \quad (2)$$

где α – Угол наклона сместителя дизъюнктива.

R_L – величина зоны неупругих деформаций,

R_0 – полупролет выработки

На основе вышеприведенных расчетов были получены следующие зависимости (рис. 6–9).

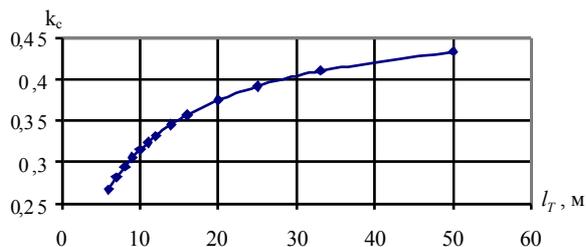


Рис. 6. Влияние расстояния между трещинами на коэффициент структурного ослабления

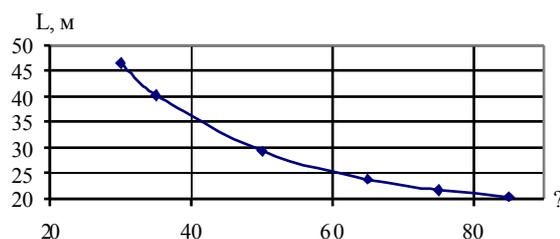


Рис. 7. Зависимость угла наклона сместителя геологического нарушения на его зону влияния

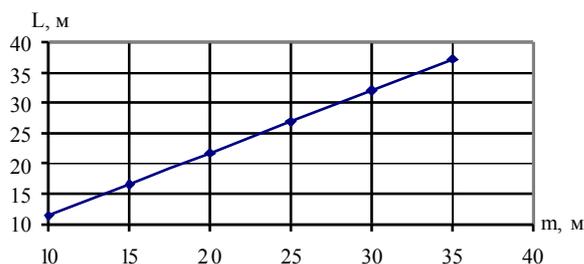


Рис. 8. Влияние мощности геологического нарушения на его зону влияния

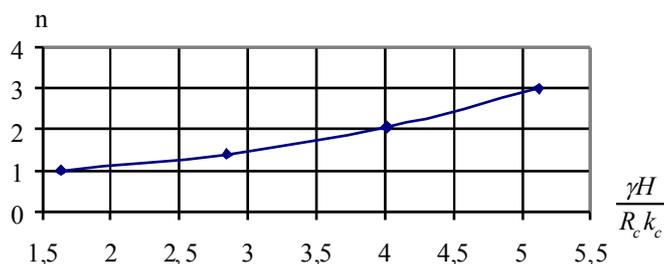


Рис. 9. Влияние комплексного показателя условной разработки на количество устанавливаемых рам на 1 п. м

ВЫВОДЫ

1. Нагрузка на крепь выработки при ее пересечении геологического нарушения является величиной переменной, она максимальна в центре нарушения и понижается, приближаясь к обычной, у его краев.

2. Предложена методика расчета крепи в выработке при пересечении ею геологического нарушения.

3. При пересечении выработкой зоны влияния геологического нарушения зона неупругих деформаций имеет большие размеры по отношению к протяженному ее участку, расположенному вне зоны влияния дизъюнктива, примерно в 1,5–2,0 раза. Устойчивость выработки на этом участке следует ожидать пониженной.

4. Используя метод конечных элементов были разработаны численные модели геологического разрывного нарушения – сброса, залегающего под различными углами ($\alpha=35^\circ, 50^\circ, 65^\circ, 75^\circ, 90^\circ$), максимально приближенны к реальным горнотехническим условиям. При помощи этих моделей можно с достаточной точностью оценить напряжённо-деформированное состояние породного массива в окрестности выработки, пересекающей геологическое нарушение и оценить ее устойчивость.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Шашенко А. Н., Пустовойтенко В. П. Механика горных пород: Підручник для ВУЗів. – К.: Новий друк, 2004. – 400 с.
2. Шашенко А. Н., Сдвижкова Е. А., Кужель С. В. Масштабный эффект в горных породах: Монография. – Д.: АРТ-ПРЕСС, 2004. – 132 с.
3. Справочник (кадастр) физических свойств горных пород. Под. ред. Н. В. Мельникова, В. В. Ржевского, М. М. Протодяконова. М., “Недра”, 1975. 279 с.
4. Разрывные нарушения угольных пластов (по материалам шахтной геологии). - Гарбер И.С., Григорьев В.Е., Дупак Ю.Н. и др. /Л., Недра, 1979. 190с.

УДК 622.235.5:622.016.2

*Яворский А. В., ассистент каф., Андронович Е.В., студент гр. ГС–05,
НГУ, г.Днепропетровск, каф. БГМ*

НАТУРНЫЕ ИЗМЕРЕНИЯ ИЗМЕНЧИВОСТИ ПРОЧНОСТИ УГЛЯ И ВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД В ЗОНЕ ДИЗЬЮНКТИВНЫХ НАРУШЕНИЙ

Цель натуральных экспериментов заключалась в определении закономерности, по которой изменяется прочность горных пород и угля в пределах геологического нарушения, установление на этой основе его границ. Прочность горных пород и угля оценивалась по величине предела прочности на одноосное сжатие – R_c .

Определение предела прочности на одноосное сжатие пород в зоне нарушения, а также его границ, выполнялось применительно к горно-геологическим условиям выработок ш. «Добропольская» и ш. «Алмазная». Для этого были выбраны на каждой из шахт по три выработки (ш. «Добропольская» – 4 северный конвейерный штрек горизонт 450 м, 5 северный конвейерный штрек горизонт 450 м, 6 северный конвейерный штрек горизонт 450 м; ш. «Алмазная» – 5 южный конвейерный штрек горизонт 550 м, 6 южный конвейерный штрек горизонт 550 м, 7 южный конвейерный штрек горизонт 550 м), пересекающие средние и мелкие дизъюнктивные нарушения с амплитудой сместителя от 10 до 20 м.

Отбор проб для определения предела прочности пород на одноосное сжатие осуществлялся через каждые 2 м в предполагаемой зоне нарушения, методом выбуривания кернов с последующим изготовлением стандартных образцов, их испытание в лаборатории по стандартным методикам (рис. 1).

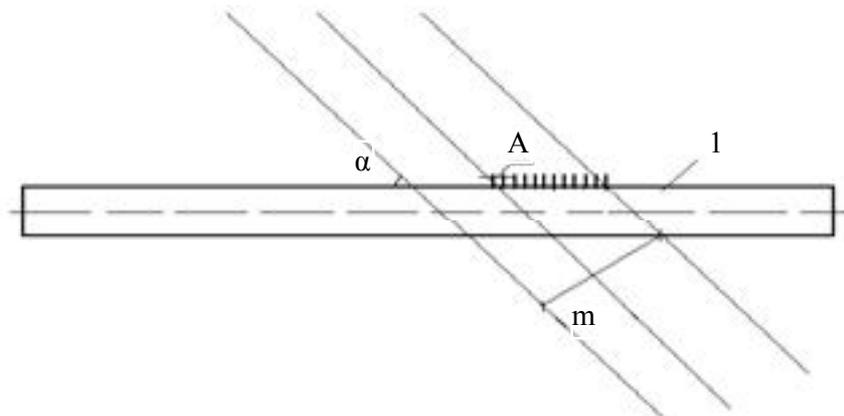


Рис. 1. Схема отбора проб в массиве: 1 – выработка; α – угол наклона дизъюнктива; m – ширина дизъюнктива; A – расстояние между выбуриваемыми кернами.

Проведение исследований по определению той же величины R_c производилось непосредственно в выработке с помощью молотка Кашкарова. Конструкция эталонного молотка Кашкарова приведена на рис. 2.

Молоток Кашкарова оснащен эталонным стержнем из гладкой арматурной стали длиной 150 мм, диаметром 10–12 мм и шариком диаметром 15,88 мм.

Метод регламентирован ГОСТ 22690.2-77 и основан на наличии связи между прочностью породы R_c и величиной косвенного показателя, в качестве которого используется отношение диаметров отпечатков, оставленных при ударе молотком на породе и на эталонном стержне.

Молоток Кашкарова относится к приборам динамического действия с эталонном. Устройство молотка позволяет исключить влияние силы удара на результаты измерений, т.к. отпечатки получаются одновременно на породе с неизвестной прочностью и на эталонном стержне с известными характеристиками

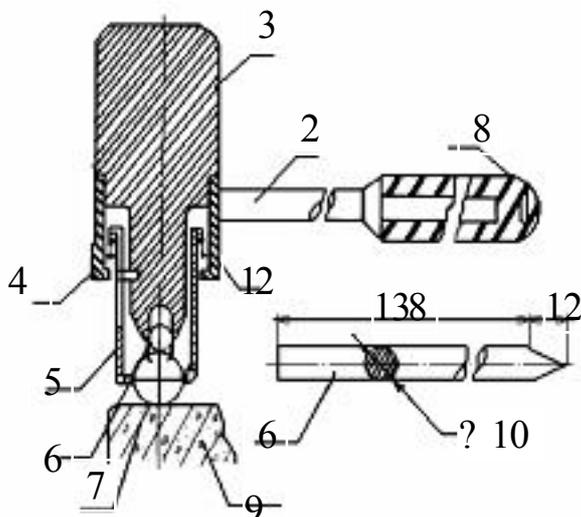


Рис. 2. Конструкция эталонного молотка Кашкарова: 1 – корпус; 2 – металлическая ручка; 3 – головка; 4 – пружина; 5 – стакан с отверстиями для шарика и эталонного стержня; 6 – эталонный стержень; 7 – стальной шарик; 8 – резиновая ручка; 9 – испытываемая поверхность

Оценка прочности горных пород и угля с помощью прибора основана на корреляционной связи между изменяемыми параметрами, т.е. между поверхностью отпечатка и пределом прочности породы (угля) на сжатие.

Отношение диаметров отпечатков практически не зависит от силы скорости и направления удара. На участке поверхности выработки наносят серию ударов с такой силой, чтобы получить достаточно крупные удобные для измерения отпечатки. Способы нанесения удара по испытываемой поверхности горных пород и угля приведены на рис. 3. После каждого удара эталонный стержень сдвигается на расстояние не менее 10 мм.

Испытания в натуральных условиях проводились на предварительно подготовленном участке стенки выработки. Расстояние между отпечатками на подготовленной поверхности составляло не менее 100 мм.

Диаметр отпечатков на породе (угле) d_6 и эталонном стержне d_3 – измерялся с помощью штангенциркуля с погрешностью не более 0,1 мм. Формы отпечатков на поверхности породы и эталонном стержне приведены на рис. 4.

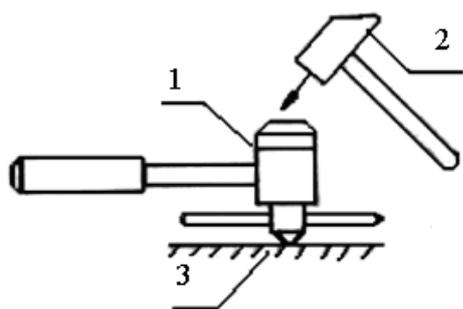


Рис. 3. Схема нанесения удара по испытываемой поверхности: 1 – эталонный молоток; 2 – слесарный молоток; 3 – испытываемая поверхность породы

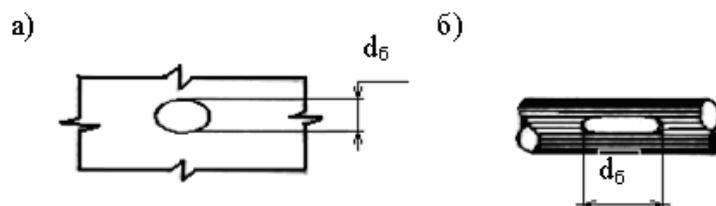


Рис. 4. Форма отпечатков: а – на поверхности породы; б – на эталонном стержне

Между относительной величиной S , равной отношению диаметра углубления в породе (угле) к диаметру углубления в стандартном стержне и величиной прочности на одноосное сжатие R_c существует функциональная связь, которая устанавливалась в ходе лабораторных экспериментов.

Для получения формулы, объединяющей это отношение с величиной предела прочности на одноосное сжатие R_c , были выполнены лабораторные эксперименты. Суть их состояла в следующем. В выработках шахт были отобраны куски угля и породы размером, в среднем $300 \times 300 \times 300$ мм, в тех же местах, где отбирались керны. На кусках угля и пород определялся предел прочности на одноосное сжатие с помощью молотка Кашкарова. Из кернов изготовлены цилиндрические образцы горных пород и угля с соотношением высоты к диаметру равным 1,8–2,2. Выполнялись одновременно измерения коррелируемых ве-

личин S и R_c . Обработка результатов этих лабораторных испытаний позволила получить следующие формулы:

$$\text{для пород} \quad R_c = \frac{3 - \bar{S}}{0,005}; \quad (1)$$

$$\text{для угля} \quad R_c = \frac{2,5 - \bar{S}}{0,004}. \quad (2)$$

Здесь \bar{S} – среднее значение величины S .

Отклонение величин R_c , полученных по стандартной методике и с помощью молотка Кашкарова, не превышало 5–10%.

Методика проведения натурных экспериментов заключалась в следующем:

1. По поверхности подготовленного породного участка наносятся 12 ударов эталонным молотком Кашкарова. Для этого с помощью молотка, зубила и шлифовального инструмента устраивается ровный сухой участок на поверхности породы размером не менее 500x500 мм; на поверхность выбранного участка породы укладывается копировальная бумага и чистые листы. После каждого удара эталонный стержень выдвигается на расстояние не менее 10 мм.

2. Замеряется диаметр отпечатков на бумаге d_6 и диаметр отпечатка на эталонном стержне d_9 (по большей оси отпечатка с точностью до 0,1 мм).

3. Определяется отношение $S = d_6/d_9$ для каждого удара.

4. Определяется величина предела прочности горной породы (угля) на одноосное сжатие по формулам (1) и (2).

5. Определяется доверительный интервал измеренной величины предела прочности породы, исходя из рассеивания значений S .

6. При коэффициенте вариаций k_g больше 12% эксперимент повторяется.

На рис. 5 приведен обобщенный график изменения прочности на одноосное сжатие пород кровли, почвы и угля для условий ГП «Добропольеуголь». Из него следует, что прочность пород и угля в зоне дизъюнктива уменьшается от его границ к центру по слабо выраженной нелинейной зависимости, которая имеет вид:

для пород кровли

$$R_c = 0,0001L^3 - 0,0897L^2 + 3,27L + 25,82; \quad (3)$$

для пород почвы

$$R_c = 0,0001L^3 - 0,0793L^2 + 2,86L + 22,27; \quad (4)$$

для угля

$$R_c = 0,00004L^3 - 0,027L^2 + 0,965L + 6,03, \quad (5)$$

где L – половина ширины дизъюнктива по длине пересекаемой при проходке выработки.

Для упрощения определения прочности в зоне геологического нарушения для пород почвы, кровли и угля в дальнейших расчетах нелинейная зависимость (3–5) была заменена линейной, которая имеет вид:

для пород кровли

$$R_c = 1,54L + 25,5, \quad (6)$$

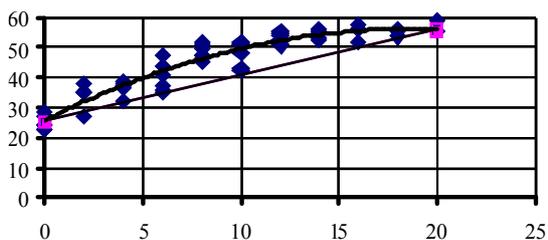
для пород почвы

$$R_c = 1,3L + 21,7, \quad (7)$$

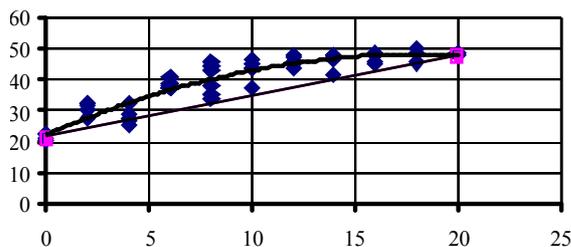
для угля

$$R_c = 0,435L + 5,95. \quad (8)$$

а)



б)



в)

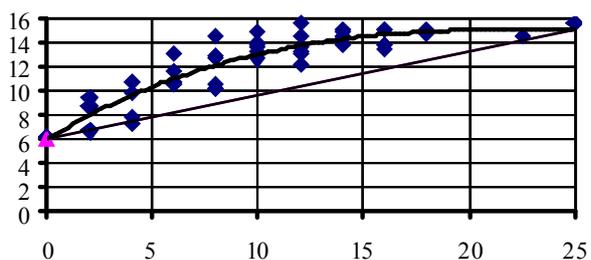


Рис. 5. Обобщенный график изменения прочности пород на одноосное сжатие, для условий ГП «Доброполье-уголь»: а) – кровли; б) – почвы; в) – угля

На рис. 6 приведена зависимость ширины зоны влияния дизъюнктива по нормали к направлению от мощности угольного пласта. Она имеет вид

$$L = 12m_y, \quad (9)$$

где m_y – мощность угольного пласта.

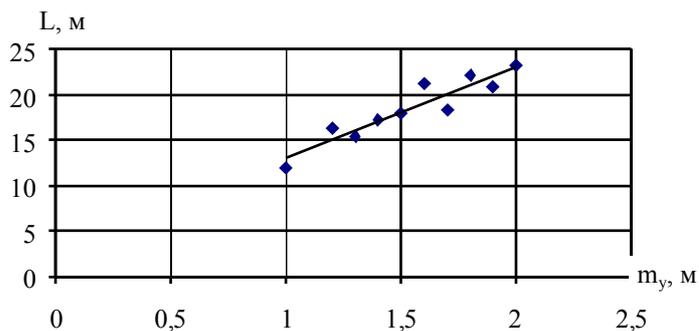


Рис. 6. Зависимость ширины зоны влияния дизъюнктива по нормали к его оси от мощности угольного пласта

ВЫВОДЫ

1. Зоной влияния дизъюнктива следует считать область массива горных пород, примыкающую к сместителю, в пределах которой в результате тектонических деформаций под действием напряжений происходят изменения физико-механических, технологических и других свойств пород.

2. Для горногеологических условий шахт ГП «Добропольеуголь» ширина зоны влияния дизъюнктивного нарушения по нормали к напластованию составляет примерно 12 мощностей угольного пласта.

3. Прочность пород и угля на одноосное сжатие в зоне дизъюнктива от его центра к периферии изменяется вдоль горизонтальной плоскости по нелинейному закону от некоторой величины R'_c вблизи сместителя и до величины R_c , соответствующей прочности пород и угля вне участка, затронутого действием дизъюнктива. В дальнейших исследованиях эта зависимость была принята линейной, что не приводит к существенным ошибкам.

УДК 622.272:624.191.5

Харин С.А., к.т.н., КНЭУ, г. Кривой Рог, Украина

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ФАКТОРОВ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ НА ТЕМПЫ ПРОВЕДЕНИЯ КВЕРШЛАГОВ

В сложных условиях мирового экономического кризиса отечественная железорудная промышленность продолжает занимать видное место в экономике страны, обеспечивая как внутренние потребности, так и выступая стратегическим экспортером. Известно, что особенностью работы шахт является постоянная необходимость реконструкции предприятий, предусматривающей, в частности, большие объемы строительства горных выработок. Такое строительство необходимо выполнять в срок, поддерживая определенные скорости ведения работ, что всегда было достаточно трудной задачей.

В нынешней ситуации, при значительном износе проходческого оборудования шахтостроительных организаций и в связи с крайне усложнившимися условиями его обновления представляет интерес вопрос о возможности управления темпами проходческих работ с помощью менее затратных факторов. В этой связи, в частности, актуальна оценка степени влияния на скорость проходки выработки (v) коэффициента работоспособности ВВ (ep), коэффициента заполнения шпуров (k_3) и коэффициента структуры пород (f_c).

Рассмотрим строительство с помощью буровзрывной технологии в обычных условиях квершлага площадью поперечного сечения 20 м^2 с применением непосредственно при проходке только временной набрызгбетонной крепи. Пересекаемые горные породы имеют коэффициент крепости 16 по шкале проф. М.М. Протодяконова, при этом эксплуатационная производительность бурового оборудования принята на уровне $11,1 \text{ м/ч}$, погрузочного $10 \text{ м}^3/\text{ч}$ породы в целике.

Исследуем зависимость скорости строительства квершлага от коэффициента структуры пород (рис. 1). При увеличении f_c имеет место уменьшение скорости проходки выработки: так, например, при $f_c=0,8$ будет наблюдаться скорость $37,31 \text{ м/мес.}$, но уже при $f_c=1$ она сократится до $32,74 \text{ м/мес.}$, а в дальнейшем, при достижении максимального для нашего случая значения $f_c=2$, скорость уменьшится до $20,24 \text{ м/мес.}$

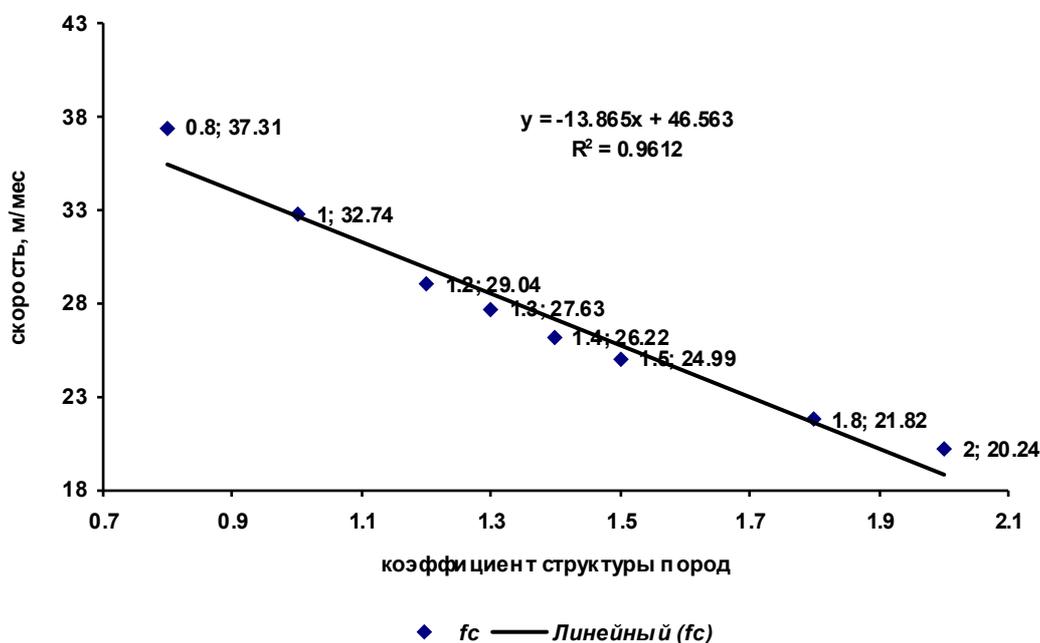


Рис. 1. Зависимость скорости проходки от коэффициента структуры пород

Можно указать, что с коэффициентом детерминации $R_2 = 0,9612$ зависимость скорости проходки выработки от коэффициента структуры пород будет характеризоваться линейной функцией

$$v = -13,865 \cdot fc + 44,563$$

Следует отметить значительную изменчивость коэффициента структуры пород и его способность в сильной степени влиять на скорость проходки выработки. Так, при изменении fc в 2,5 раза v изменится в 1,84 раза.

Исследуем в дальнейшем зависимость скорости проходки выработки от коэффициента работоспособности ВВ (рис. 2). Для ВВ с высокой работоспособностью, например, $ep = 0,7$, характерна скорость проходки 40,3 м/мес., в то время как ВВ с низкой работоспособностью, при $ep = 1,2$, обеспечивает скорость проведения выработки всего лишь 29,04 м/мес.

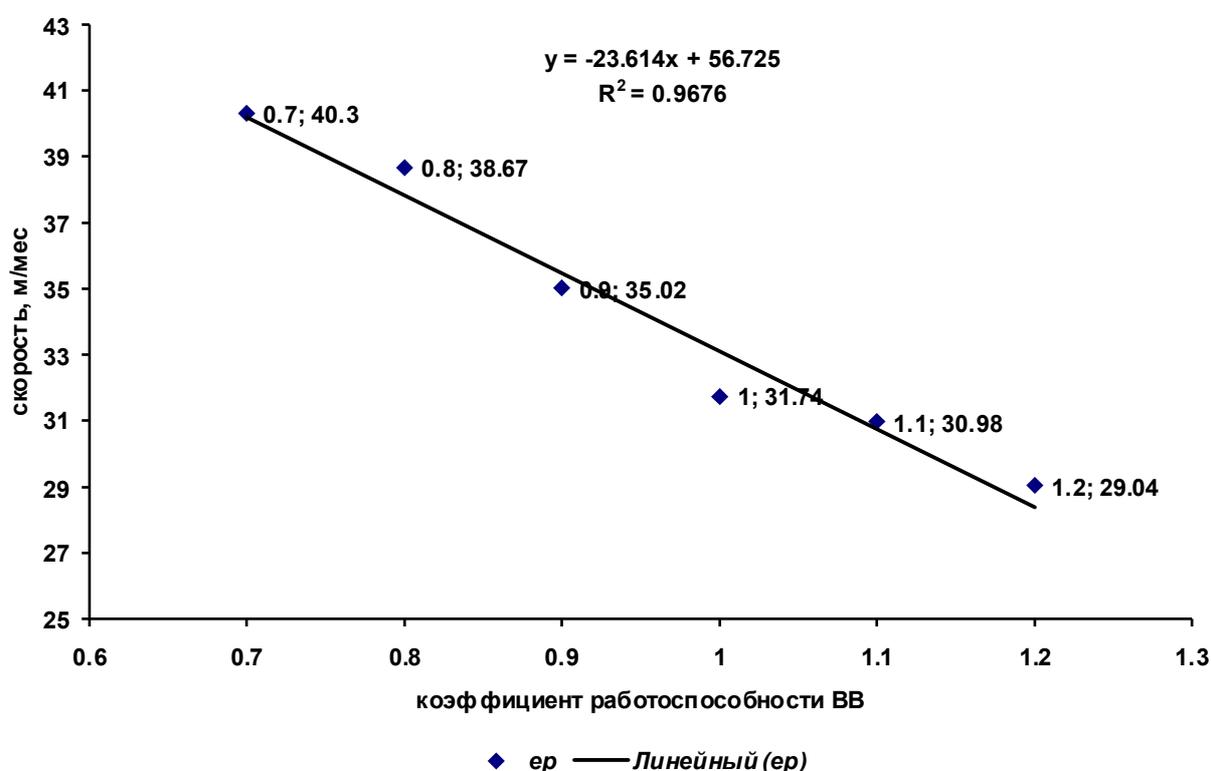


Рис. 2. Зависимость скорости проходки от коэффициента работоспособности ВВ

Таким образом, изменение ep в 1,714 раза влечет за собой изменение v в 1,39 раза. В общем виде зависимость скорости проходки выработки от коэффициента работоспособности ВВ, при $R_2 = 0,9676$, характеризуется линейной функцией

$$v = -23.614 \cdot ep + 56.725$$

Оценим влияние на скорость проходки выработки изменения коэффициента заполнения шпуров (рис. 3). При росте $kз$ от 0,6 до 0,85 (в 1,42 раза) имеет место увеличение v с 29,92 м/мес. до 36,96 м/мес. (в 1,24 раза).

В общем виде зависимость скорости проходки выработки от коэффициента заполнения шпуров, при $R_2 = 0,9831$, характеризуется линейной функцией

$$v = 27.549 \cdot k_3 + 13.692$$

Рассмотрим изменение скорости проходки выработки при совместном действии факторов, влияние которых мы рассматривали ранее отдельно (табл. 1).

Анализ полученных данных (рис. 4) свидетельствует о весьма существенных изменениях скорости проходки выработки. Если принять за базовый уровень вариант условий 1 (табл. 1), предусматривающий наиболее неблагоприятное сочетание факторов, то, например, в наиболее благоприятном сочетании скорость увеличится по сравнению с таким базовым уровнем в 3 раза.

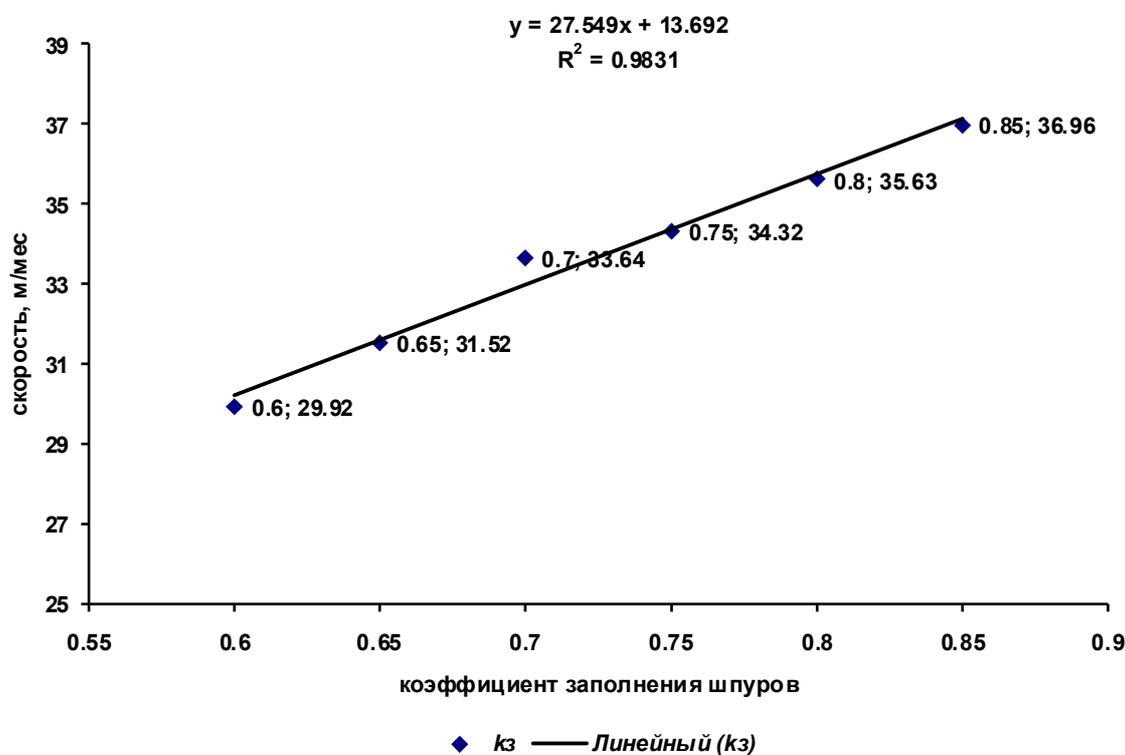


Рис. 3. Зависимость скорости проходки от коэффициента заполнения шпуров

Таблица 1

| Вариант условий | Характеристика сочетания факторов | f_c | e | k_3 |
|-----------------|---|-------|-----|-------|
| 1 | Неблагоприятное для всех факторов | 2 | 1,2 | 0,6 |
| 2 | Среднее для всех факторов | 1,4 | 1 | 0,725 |
| 3 | Благоприятное для всех факторов | 0,8 | 0,7 | 0,85 |
| 4 | Среднее значение f_c и $\max e_p$ и k_3 | 1,4 | 0,7 | 0,85 |
| 5 | Среднее значение f_c и $\min e_p$ и k_3 | 1,4 | 1,2 | 0,6 |

Если принять средний уровень коэффициента структуры пород, фактора, которым мы не можем управлять, $f_c = 1,4$ и рассмотреть его в сочетании с max (вариант 4) и min (вариант 5) значениями управляемых факторов, то полученные скорости проходки выработки, соответственно 37,31 и 20,59 м/мес. будут различаться в 1,8 раза, что наиболее показательно.

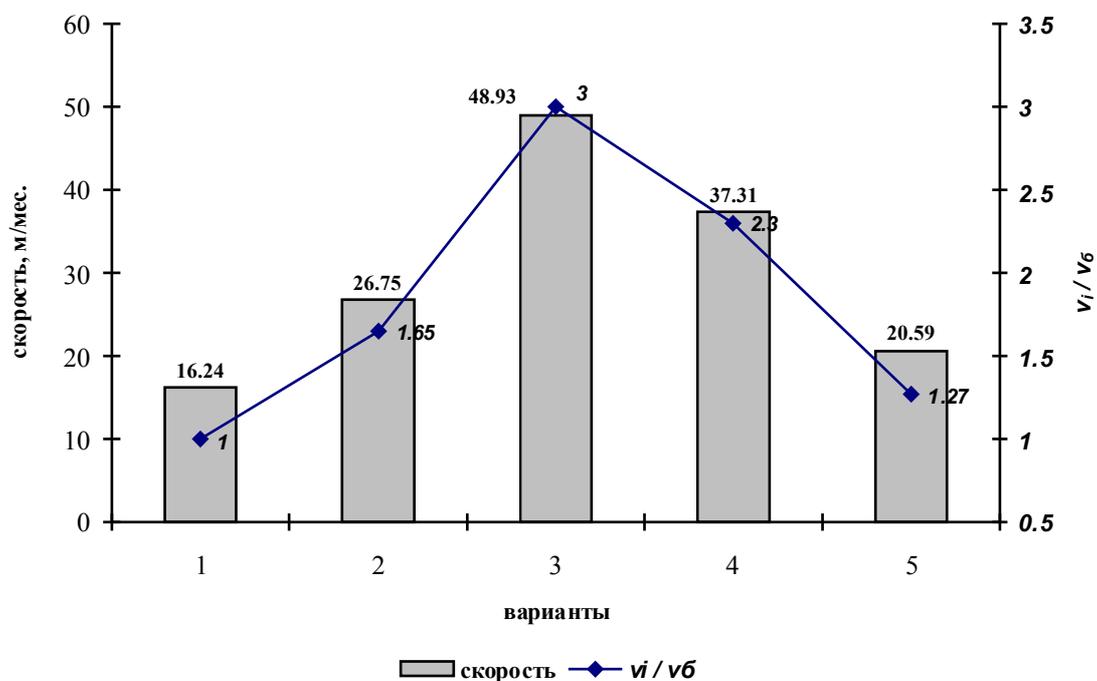


Рис. 4. Динамика скорости проходки выработки

Таким образом, сравнивая влияние рассмотренных факторов на темпы проведения выработки необходимо отметить следующее. Фактором, не поддающимся управлению, значение которого определяется горно-геологическими условиями строительства, является коэффициент структуры пород; под его воздействием скорость проходки может изменяться в пределах 1,84 раза.

Факторами, которыми возможно управлять, являются коэффициент работоспособности ВВ и коэффициент заполнения шпуров: они могут воздействовать на скорость проведения выработки, изменяя ее соответственно в 1,39 и 1,24 раза. При строительстве горных выработок в вязких и упругих породах можно предположить возникновение значительных трудностей по поддержанию необходимых темпов ведения работ.

Особенно заметное, иногда многократное, влияние на скорость проходки выработки может оказывать совместное воздействие нескольких факторов.

Результаты проведенного исследования могут быть использованы при проектировании строительства протяженных выработок горизонта.

УДК 622.281.74

*Солодянкин А.В., к.т.н. доц., Гапеев С.Н., к.т.н. доц.,
аспирант Кравченко К.В., НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

ИСПОЛЬЗОВАНИЕ ЭКВИВАЛЕНТНОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ РАСЧЁТЕ АНКЕРНЫХ СИСТЕМ

Выполнено при поддержке CRDF, грант USB1-021-DP-07

По вопросам анкерного крепления выполнено большое число исследований отечественных и зарубежных учёных, позволивших на научной основе глубже подойти к раскрытию физической сущности этого вида крепления. В научной литературе имеется большое количество гипотез о схеме работы анкерного крепления в выработках. Можно выделить несколько основных групп.

К первой группе относятся гипотезы, согласно которым неустойчивые породы кровли подвешиваются при помощи анкеров к устойчивым вышележащим породам. В этой схеме подразумевается, что анкерная крепь оказывает только силовое противодействие обрушающимся породам. Она применима при малых размерах зон обрушения. Такова основа предложений П.Б. Бакки, Б.К. Чукана, А.П. Широкова, И.А. Юрченко, В. Подгорского и других авторов. Длина анкеров принимается при этом из условия закрепления их за пределом зоны возможного обрушения или необратимой деформации. Плотность установки анкеров, как правило, определяется из условия, чтобы суммарная несущая способность замка анкера (иногда прочности штанги) превышала вес обрушающихся горных пород приконтурной зоны выработки, приходящейся на один анкер.

Согласно гипотезам второй группы, взаимодействие анкерной крепи с породами кровли приводит к формированию грузонесущей конструкции, аналогичной составной балки, трехшарнирной арки, свода. Скрепляемые породы подвергаются сжатию, а анкера воспринимают растягивающие усилия. Такова основа предложений впервые О. Якоби, и получила дальнейшее развитие в работах Г. Сена, Э. Томаса, Х. Мидендорфа, А.А. Борисова, Б.К. Чукана, А. Югона, А. Коста и других авторов. При этом параметры анкерного крепления определяются в зависимости от натяжения анкеров, прочностных свойств материала, из которого изготовлены штанги.

Рассмотренная теория работы анкерной системы с породным массивом, в приконтурной зоне выработки, хорошо согласуется, для средних глубин разработки. В условиях больших глубин достоверность расчетных параметров на основе этих гипотез снижается. Кроме того, в рамках таких схем не представляется возможным определить параметры анкерной крепи как средства для управления состоянием пород приконтурной зоны.

К третьей группе относятся гипотезы, согласно которым анкерная крепь рассматривается как средство повышения категории устойчивости приконтурных

пород. Согласно работам [1, 2] анкерная крепь оказывается эффективным средством управления состоянием приконтурной зоны не только при заложении выработок в породах I и II категорий устойчивости, но и в породах более низких категорий устойчивости, в которых размер зоны разрушения превышает длину анкера.

В чём-то гипотезы третьей группы согласуются с гипотезами второй группы.

Дополнительным фактором при выполнении анализа в раскрытии физической сущности анкерной крепи является очевидный факт проведения выработок в условиях “больших глубин”. В этом случае, в приконтурной области выработки образуется, значительная зона неупругих деформаций (ЗНД). Многочисленные исследования за смещением глубинных реперов подтверждают образование зоны разрушенных пород вокруг выработки, по всему периметру их сечения. Глубина развития ЗНД доходит до 8 – 10 м. Это соответствует показателю устойчивости для неустойчивых и весьма неустойчивых пород ($K_y \geq 0,3$).

$$K_y = \gamma \cdot H / R_c \cdot k_c,$$

Здесь: γ – объемный вес грунта,

H – глубина заложения выработки,

R_c – предел прочности на сжатие материала массива,

k_c – коэффициент структурно-механического ослабления массива.

Исследования состояния приконтурного массива, проводимые в натуральных условиях, и процесса взаимодействия его с анкерной крепью достаточно сложны. Для всестороннего изучения этих задач обычно используют комплексный подход, в том числе лабораторное и математическое моделирование.

Цель работы – изучение на моделях с эквивалентных материалов рациональных параметров анкерного крепления для обеспечения достаточной устойчивости горных выработок.

Материалы и результаты исследований. Цель физического моделирования заключается в воспроизведении и изучении на модели физического процесса, подобного происходящему в натуральных условиях. Метод моделирования позволяет на уменьшенных или увеличенных по отношению к действительности моделях проводить детальные качественные и количественные исследования изучаемого процесса.

Наиболее удобным для исследования проявлений горного давления является метод моделирования на эквивалентных материалах, предложенный Кузнецовым Г.Н. в 1936 г. [3].

Сущность моделирования методом эквивалентных материалов заключается в замене естественных горных пород природы такими искусственными материалами в модели, основные показатели физико-механических свойств, которых

удовлетворяют требованиям общих положений теории механического подобия и обеспечивают достижение близкой аналогии в проявлениях деформаций, разрушений и смещений пород, происходящих в натуре и в модели под воздействием сил тяжести самих материалов, слагающих модель, и соответствующих пригрузок.

Модель достаточно полно отражает НДС массива в натуре. Соблюдение же граничных условий по торцам модели не представляется возможным. Однако можно утверждать, что роль торцов становится заведомо малой на расстояниях от них, равных высоте модели (принцип Сен-Венана). Поэтому при отработке моделей замеры величин смещений кровли и давления на крепь являются достоверными только на ее средней части.

Моделирование на эквивалентных материалах позволяет с большой степенью детальности проследить механизм процессов в толще пород при движении забоя выработки, особенно процессов деформирования пород с разрывом сплошности, что обычно исключено при других методах моделирования. Вследствие этого метод эквивалентных материалов является наиболее действенным, благодаря чему он получил широкое применение при решении различных задач механики горных пород.

С целью изучения характера деформации массива в окрестности проводимой выработки и определения параметров анкерного крепления была проведена серия лабораторных испытаний на специальном плоском стенде (рис. 1), находящемся на кафедре строительства и геомеханики Национального горного университета.

Для обеспечения достоверности и максимального приближения к реальным контурным условиям необходимым признаком экспериментов является соблюдение следующих факторов:

- создание горно-технических условий, горно-геологических характеристик вмещающих пород, соответствие размеров и формы выработки;
- критерии физического, силового и геометрического подобия (масштаб моделирования 1:50);



Рис. 1. Специальный стенд для плоского моделирования на эквивалентных материалах

- крепь выработки и её жёсткостные характеристики материала приняты в качестве анкеров куски проволоки длиной до 50 мм, диаметром 0,5 мм, опорная плита 4x4 мм, соответствующим размерам в натуральных условиях 2,5 м, 25 мм, 200x200 мм;

- граничные условия у граев модели не учитываем их влияние на исследуемый объект – выработку, закреплённую анкерами. Что соответствует принципам Сен-Венана;

— в качестве воспроизводимого массива используем песчано-графитовую смесь;

Используя вышеперечисленные требования, были промоделированы условия взаимодействия анкерной системы с приконтурной зоной. Выработка, арочной формы, расположена в однородных породах, представленных угле-вмещающими породами типа аргиллита и алевролита.

Для выполнения работ по моделированию изготовлен специальный стенд, представляющий собой плоскую камеру с передней стенкой из оргстекла и систему рычажных домкратов. Внутренняя поверхность рабочей камеры стенда перед формированием модели тщательно протирается графитовым порошком для уменьшения сил трения на контакте “эквивалентный материал – стекло”. Затем привинчивается передняя крышка стенда, к которой крепятся ребра жесткости для предотвращения выпучивания оргстекла.

Формируется модель слоями толщиной 5...10 мм, разогретым эквивалентным материалом. После его остывания убирается передняя стенка стенда. На поверхность модели наносится с помощью шнура и мела прямоугольная мерная сетка с размерами ячейки 2x2 см в центре модели “проходится” выработка. Высота и ширина ее составляла, в пересчете на натуру, 3,5 и 5 м соответственно (рис 2).

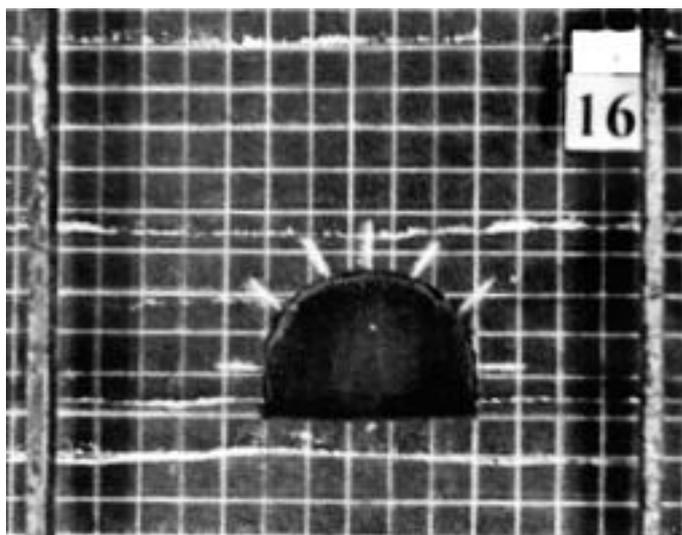


Рис. 2. Модель до начала нагружения при установке 7 анкеров длиной 20 мм (1 м в натуре)

После этого в выработке устанавливали различное количество анкеров. Затем на стенде закрепляется передняя стенка из оргстекла, ребра жесткости и с помощью рычажных домкратов моделируемый массив загружается. Нагрузка задается с интервалом в 5 кг. Возникающие при этом деформации мерной сетки регистрируются на каждом этапе нагружения с помощью фотоаппарата, установленным в одном положении на время всего эксперимента. Качественная картина поведения массива строилась на

основании изучения изменений фиксированного квадрата мерной сетки на фотоснимках (рис. 3).

ВЫВОДЫ

Анализ результатов моделирования позволил сделать следующие выводы:

— достаточная плотность установки анкеров находится в пределах 0,83...1,0 на 1 м², дальнейшее увеличение количества анкеров существенно не влияет на

процессы, происходящие в массиве, а только увеличивает расход металла и время возведения крепи;

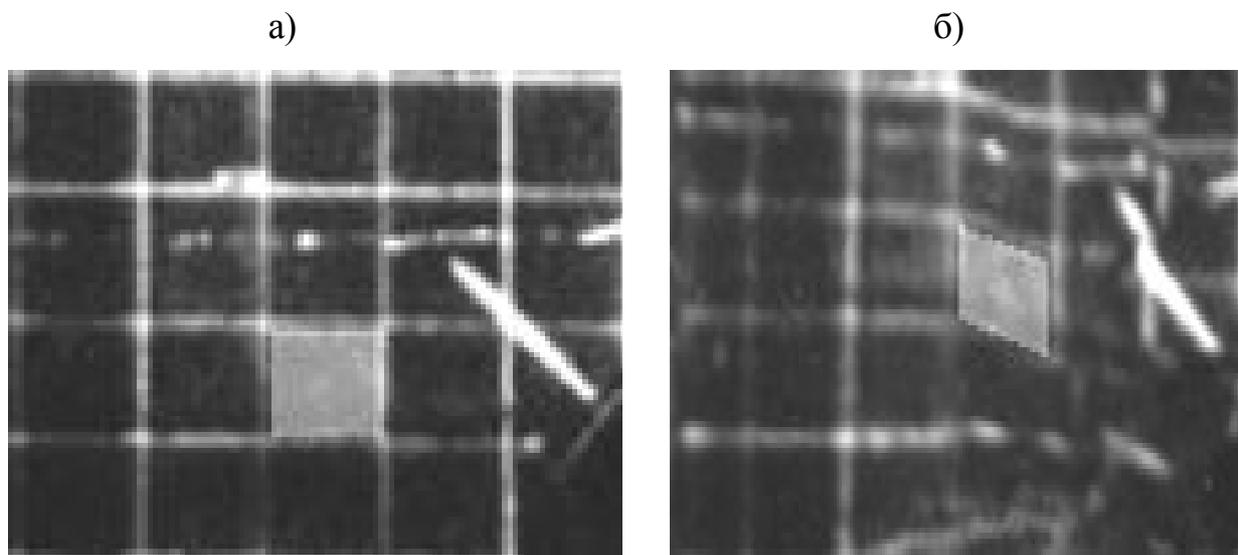


Рис. 3. Квадрат мерной сетки до начала (а) и в конце (б) нагружения

— рациональная длина анкера находится в пределах 44...50 мм (2,2...2,5 м), что подтверждается натурными экспериментами;

— уменьшение длины анкера приводит к увеличению зоны отжима в боках выработки, максимальная зона наблюдается при $la = 20$ мм (1 м). Поскольку снижается несущая способность заанкерованных пород кровли при меньшей длине анкера, опорное давление распределяется на боковые части выработки, что приводит к увеличению отжима в боках;

— параметры анкерной системы в конечном итоге определяются параметрами (размерами) зоны неупругих деформаций, образующейся вокруг выработки;

— в случае незакрепленной выработки трещина в кровле не образовывалась, но при определенных нагрузках непосредственная кровля обрушалась, а основная сильно прогибалась, оставаясь неразрушенной;

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Виноградов В.В. Геомеханика управления состоянием массива горных пород. – К.: Наукова думка, 1989. – 192 с.

2. Булат А.Ф., Виноградов В.В. Опорно-анкерное крепление горных выработок угольных шахт. – Днепропетровск.: Ин-т геотехнической механики НАН Украины, 2002. – 372 с.

3. Изучение проявлений горного давления на моделях / Кузнецов Г.Н. и др. / Под ред. Кузнецова Г.Н. – М.: Углетехиздат, 1959. – 283 с.

УДК 622.831

Старотиторов И.Ю., асп., НГУ, г. Днепропетровск, Украина

АНАЛИЗ ПРОЦЕССА РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД В ОБЪЕМНОМ НАПРЯЖЕННОМ СОСТОЯНИИ НА ЧИСЛЕННОЙ МОДЕЛИ

Общие положения. Оценка прочности твердых тел в объемном напряженном состоянии может быть выполнена на основе той или иной теории прочности [1, 2, 3]. В механике горных пород наибольшее распространение получила теория прочности О. Мора, которая полностью базируется на экспериментальных данных, и ее модификации [1].

Имея хорошо обоснованное условие прочности, можно изучать процесс разрушения горных пород на численных моделях. Такие модели исследуются при помощи программных комплексов, в основе которых лежит один из численных методов. Как правило, это метод конечных элементов (МКЭ) [4].

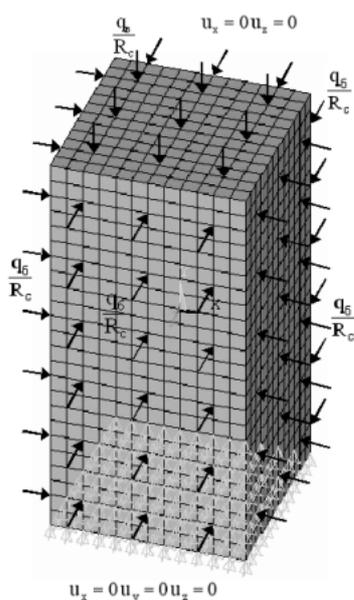


Рис. 1. Конечно-элементная модель породного образца

Методика испытания численной модели. Для изучения прочностных характеристик горных пород в объемном напряженном состоянии была разработана объемная конечно-элементная модель породного образца (рис. 1). Образец полагался изотропным, однородным и линейно-упругим. Его размеры – 50x50x100 мм.

На численной модели по определенной методике имитировался процесс разрушения породного образца в условиях трехосного сжатия при следующем соотношении компонентов главных напряжений: Такое соотношение имитируется в процессе нагружения и разрушения породного образца в приборе Кармана [1].

В процессе исследований к верхней и боковым граням модели прикладывалась распределенная нагрузка, которая для упрощения расчетов задавалась в долях от предполагаемого предела прочности материала образца на одноосное сжатие. На каждом этапе нагружения выполнялась оценка напряженно-деформированного состояния образца в соответствии с принятой теорией прочности и определялся уровень разрушающей нагрузки, вызывающей переход материала образца в стадию неупругого деформирования.

Полагалось, что модель разрушится в том случае, когда во всех элементах конечно-элементной сетки выполнится условие:

$$\frac{\sigma_e}{R_c} \geq 1.$$

Здесь σ_e – эквивалентные напряжения, действующие в точке массива; R_c – предел прочности пород на одноосное сжатие.

Для вычисления эквивалентного напряжения в данной работе использовались критерий прочности Л.Я. Парчевского – А.Н. Шашенко [1]

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

и критерий прочности П.П. Баландина [2]

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3) + \sqrt{(1 - \psi)^2(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)^2 + 2\psi((\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2)}}{2\psi} \leq R_c \quad (2)$$

где $\psi = \frac{R_p}{R_c}$ – коэффициент хрупкости горных пород ($\psi = 1$ – соответствует понятию идеальной пластичности, $\psi = 0$ – идеальной хрупкости); R_p – предел прочности на растяжение; $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$ – главные напряжения.

Как видно из приведенных выше выражений, первый критерий учитывает только два компонента главных напряжений (наибольшее и наименьшее), в то время как во втором присутствуют все три главные напряжения.

Анализ полученных результатов. По описанной выше методике были выполнены испытания численной модели породного образца при различных значениях безразмерной нагрузки, действующей на ее боковые грани $\frac{q_0}{R_c}$, величина которой варьировалась в диапазоне от 0 до 0,8 с шагом 0,1.

на которой варьировалась в диапазоне от 0 до 0,8 с шагом 0,1.

В результате проведенных испытаний для каждого критерия были получены значения максимальных и минимальных главных напряжений, по которым были построены предельные круги Мора и огибающие к ним для хрупких горных пород с коэффициентом $\psi = 0,1$ (рис. 2). Полученные кривые сравнивались с экспериментальными кривыми, построенными для аргиллита, алевролита и песчаника. Данные для построения экспериментальных кривых были взяты у А.Н. Ставрогина, который получил их в результате лабораторных испытаний породных образцов [5].

Как видно из рисунка, кривые, соответствующие критериям прочности, в целом, расположились немного ниже экспериментальных. Это говорит о том,

что оба критерия позволяют прогнозировать прочность хрупких горных пород с некоторым заранее заложенным в структуре формул запасом прочности. При этом критерий прочности Л.Я. Парчевского – А.Н. Шашенко является более удобным в аналитических расчетах при решении плоских задач геомеханики, поскольку он симметричен по отношению к компонентам напряжений. Для решения же объемных задач следует использовать критерий прочности П.П. Баландина.

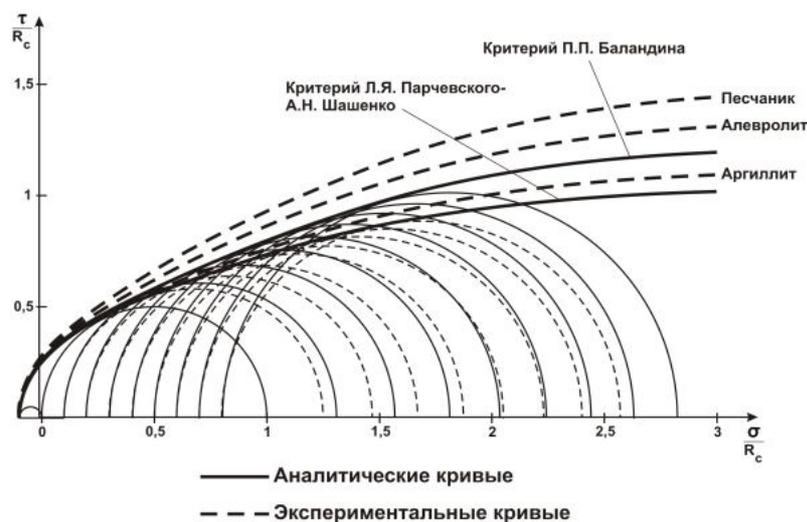


Рис. 2. Огибающие кругов Мора, построенные по аналитическим (1), (2) и экспериментальным данным [5]

По этой же методике был выполнен ряд дополнительных испытаний численной модели, но уже для крайних случаев, т.е. для идеально хрупких и идеально пластичных горных пород. Условия прочности (1) и (2) для этих случаев соответственно имеют следующие выражения:

$$\frac{(\sigma_1 - \sigma_3)^2}{(\sigma_1 + \sigma_3)} \leq R_c \text{ when } \psi = 0; \quad (3)$$

$$(\sigma_1 - \sigma_3) \leq R_c \text{ when } \psi = 1. \quad (4)$$

$$\frac{(\sigma_1 - \sigma_3)^2}{(\sigma_1 + 2\sigma_3)} \leq R_c \text{ when } \psi = 0; \quad (5)$$

$$(\sigma_1 - \sigma_3) \leq R_c \text{ when } \psi = 1. \quad (6)$$

Полученные результаты численного моделирования (а именно значения максимальных и минимальных главных напряжений) были сопоставлены с известными аналитическими и экспериментальными данными (рис. 3). В качестве последних использованы результаты лабораторных испытаний горных пород, полученные А.Н. Ставрогиным [5].

Как следует из рисунка, результаты численного моделирования процесса разрушения горных пород в объемном напряженном состоянии достаточно хо-

рошо совпадают с результатами аналитических и экспериментальных исследований.

Таким образом, исследуемая численная модель адекватно отражает явление разрушения горных пород в объемном напряженном состоянии, а сам метод вполне может быть использован при решении задач геомеханики.

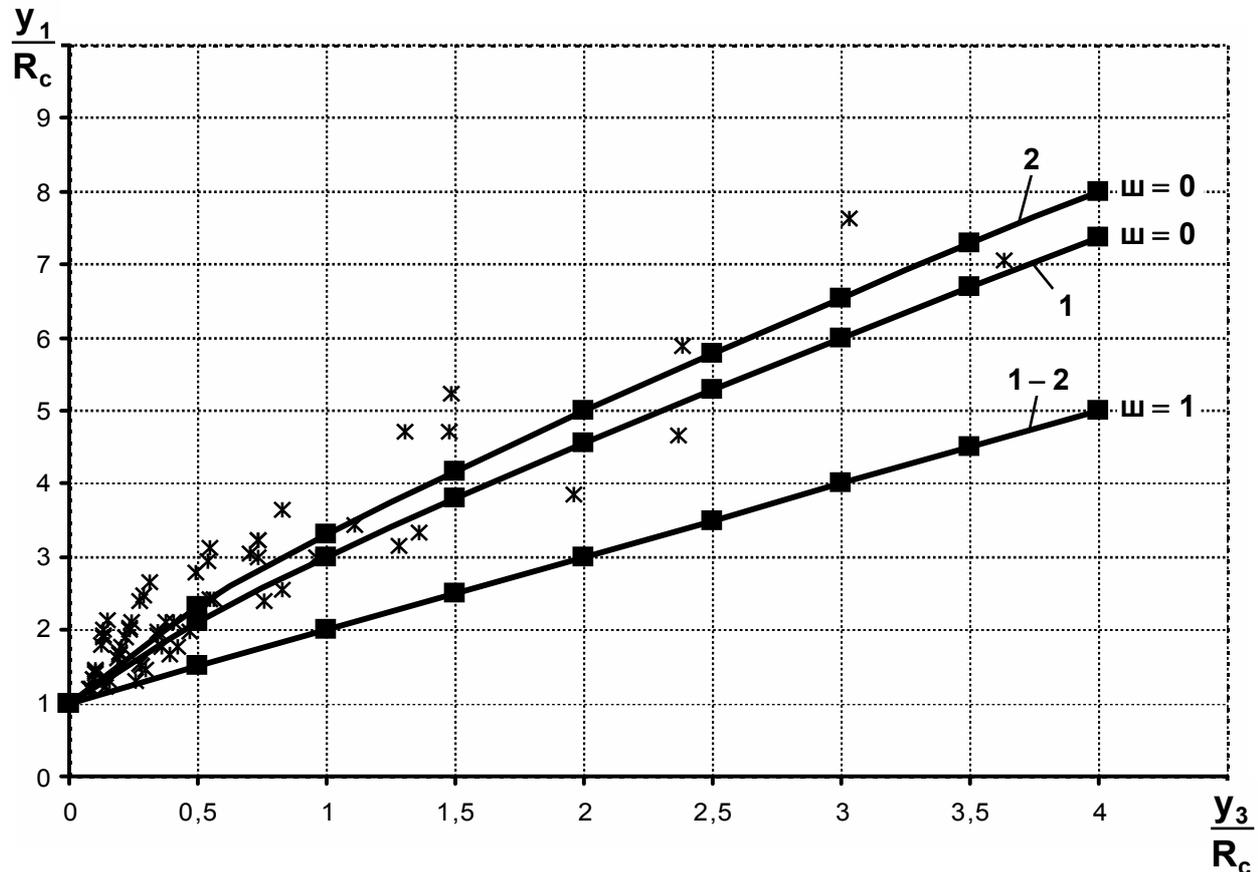


Рис. 3. Сравнение результатов численного моделирования (■) с аналитическими (3), (4), (5), (6) и экспериментальными [5] данными: 1 – критерий Л.Я. Парчевского – А.Н. Шашенко; 2 – критерий П.П. Баландина

ВЫВОДЫ

1. Выполнено численное моделирование процесса разрушения горных пород в объемном напряженном состоянии используя аналитические критерии прочности Л.Я. Парчевского – А.Н. Шашенко и П.П. Баландина. Причем, если первый критерий получен в предположении, что прочность горных пород зависит, прежде всего, от соотношения между наибольшим и наименьшим главными напряжениями, то второй учитывает все три компонента главных напряжений.

2. Разработанная численная модель позволила достаточно хорошо описать процесс разрушения горных пород в объемном напряженном состоянии и при этом полученные результаты численного моделирования показали неплохую сходимость с аналитическими и экспериментальными данными.

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. Дидык Р.П., Кузнецов Е.В., Забара В.Н. Физические основы прочности. Учебник. – Д.: Наука и образование, 2005. – 608 с.
4. Фадеев А. Б. Метод конечных элементов в геомеханике. – М.: Недра, 1987. – 236 с.
5. Ставрогин А. Н., Протосеня А.Г. Пластичность горных пород. – М.: Недра, 1979. – 301 с.

УДК 622.258

*Прокопов А.Ю., Склепчук В.Л., Тимофеев Д.Н.,
Шахтинский институт ЮРГТУ(НПИ)*

**ОРГАНИЗАЦИОННО-ТЕХНИЧЕСКИЕ МЕРОПРИЯТИЯ
ПО ОБЕСПЕЧЕНИЮ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПРОХОДКЕ
ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА «УДАЧНЫЙ»
В ЗОНЕ НЕФТЕГАЗОПРОЯВЛЕНИЙ**

Кимберлитовая трубка «Удачная» находится на площади Далдынского кимберлитового поля в северной части Далдынского-Алакитского алмазонасного района. Разработка верхних горизонтов месторождения осуществляется открытым способом с 1973 г. Проектная глубина карьера составляет 600 м (абс. отм. дна -290 м). К настоящему времени карьером вскрыт горизонт -170 м, а глубина достигает 470-520 м. С целью дальнейшей разработки месторождения подземным способом был разработан проект строительства подземного рудника «Удачный», предусматривающий схему вскрытия тремя вертикальными стволами: скиповым, клетевым и вентиляционно-вспомогательным глубиной соответственно 1046, 959 и 997,5 м.

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

Проходка ствола осуществлялась буровзрывным способом по совмещенной схеме с использованием металлического проходческого копра «Север», пере-

движной металлической опалубки, стволовой погрузочной машины 2КС-2у/40 и бурильной установки БУКС-1м.

22 ноября 2007 г в 7 часов 40 минут по московскому времени во время ведения взрывных работ в вентиляционно-вспомогательном стволе произошло воспламенение газовоздушной смеси в забое ствола (отм. –890 м), что привело к частичному смятию 40 м вентиляционных труб, смещению нулевой рамы и частичной деформации металлоконструкций и повреждению обшивки копра в количестве 18 панелей [1]. В результате проведенного расследования и анализа происшествия был разработан комплекс организационно-технических мероприятий по обеспечению безопасности при проходке вертикальных стволов подземного рудника «Удачный» в зоне нефтегазопроявлений.

К основным мероприятиям, принятым ОАО «Ростовшахтострой» к исполнению, относятся:

- усиление контроля за состоянием рудничной атмосферы и работой автоматической аппаратуры газового контроля АТЗ-1. Проведение замеров концентрации горючих газов не менее 3-х раз в смену в забое в центре и по периферии;

- оснащение вентиляторной установки ВЦП-16 приборами контроля за ее работой. Увеличение подачи воздуха в забой путем включения одновременно двух вентиляторов ВЦП-16 на III ступени;

- запрет заряжания и взрывания шпуров, из которых происходит выделение нефти и горючих газов, и надежная их затрамбовка на всю глубину. Удаление всех скоплений нефти в забое ствола и в сопряжении с ним на протяжении 10 м;

- постоянный контроль за крепью ствола, стенами, грудью забоя на предмет выделения рассола, нефтепродуктов, газа. Сбор выделившихся нефтепродуктов в специальные емкости и их выдача на поверхность;

- разработка и применение паспорта БВР при ведении работ в зонах повышенной пористости вмещающих пород с уменьшением глубины шпуров до 1,6 м;

- подтопление забоя после монтажа взрывной сети и заряжания на высоту 40 см. Подача воды через бетонопроводы и трубопровод технического водоснабжения по двум рукавам одновременно;

- подача в забой ствола для разложения нефтяной пленки на поверхности воды 10-15 л пенообразователя;

- при проведении ветвей сопряжений применение средств защиты для предварительной инертизации призабойного пространства в соответствии с «Инструкцией по созданию предохранительных аэрозольных завес при взрывных работах в угольных шахтах» (Макеевка: Донбасс, 1989 г.)

- с целью поглощения теплоты возможного возгорания горючего газа и аэрозолей нефти, после подтопления забоя стволу к кольцу тубинговой крепи

подвешивание мешков огнетушащего порошка. Эффект от применения пожаротушащего порошка достигался путем создания инерционной порошковой завесы принудительным распылением порошка в контейнерах зарядом ВВ одновременно с нулевой серией замедления. При этом максимально эффективное использование порошка наблюдалось в том случае, если контейнеры с ним равномерно разместить в подвешенном состоянии по всему контуру забоя;

– недопущение в зонах повышенной пористости вмещающих пород отставания укладки бетона в затюбинговое пространство ствола на величину более 2 тюбинговых колец с целью снижения газо- и нефтевыделения из породных стенок ствола;

– снятие напряжения подземной группы потребителей после выезда смены и мастера-взрывника из ствола.

Строгое соблюдение всех вышеперечисленных мероприятий позволило ОАО «Ростовшахтострой» пройти оставшуюся часть вентиляционно-вспомогательного ствола до проектной отметки без повторения подобных аварий.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

Материалы по расследованию аварии, происшедшей 22 ноября 2007 года в вентиляционно-вспомогательном стволе рудника «Удачный» АК «Алроса» – г. Удачный, 2007.

УДК 622.002.2

Андреев Б.Н., д.т.н., проф., зав. каф. СГТ КТУ, г. Кривой Рог, Украина
Сахно А.О., магистрант НГУУ «КПИ», г. Киев, Украина

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ПРОЧНОСТИ ПОРОДНОГО МАССИВА НА ОСНОВЕ ТРАНСВЕРСАЛЬНО-ИЗОТРОПНОЙ МОДЕЛИ СРЕДЫ

Для оценки устойчивости массива вокруг выработок, проводимых в сланцевых породах вдоль их простирания, необходимо учитывать анизотропные свойства среды, что целесообразно сделать с использованием трансверсально-изотропной модели. Свойства породного массива при этом описываются следующими параметрами: E_1 , ν_1 – модуль упругости и коэффициент Пуассона в плоскости слоев; E_2 , ν_2 – модуль упругости и коэффициент Пуассона в перпендикулярном плоскости слоев направлении.

Уравнения, которые выражают обобщенный закон Гука для однородного анизотропного тела, отнесенные к осям главных напряжений u_1 и u_3 , имеют вид

$$\sigma_1 = B_{13}^{\Gamma} \sigma_3 + B_{11}^{\Gamma} \varepsilon_1, \quad \sigma_3 = B_{31}^{\Gamma} \sigma_3 + B_{33}^{\Gamma} \varepsilon_1,$$

где $\varepsilon_1, \varepsilon_3$ – деформации по направлениям главных осей напряжений σ_1 и σ_3

$$B_{13}^{\Gamma} = \frac{E_{13}}{E_{33}}; \quad B_{11}^{\Gamma} = E_{11} - \frac{E_{13}^2}{E_{33}}; \quad B_{31}^{\Gamma} = \frac{E_{13}}{E_{11}}; \quad B_{33}^{\Gamma} = E_{33} - \frac{E_{13}^2}{E_{11}};$$

где E_{ij} – модули упругости в главных координатных осях.

Определить напряженно-деформированное состояние породных массивов вблизи подземных сооружений, которые часто имеют сложную геометрическую форму аналитическими методами достаточно сложно и не всегда оправданно. Потому наиболее распространенным и универсальным является метод конечных элементов. Его использование позволяет получать не только упругие напряжения и деформации моделируемой среды, но и учитывать нелинейность деформаций. При этом вычисления выполняют, используя метод начальных напряжений (метод деформационной теории пластичности) [1].

Для решения нелинейных задач методом начальных напряжений следует определить процедуру нахождения теоретических напряжений, которые адекватно отвечали бы вектору деформаций, полученному при вычислениях на i -ом шаге итераций при действии вектора сил системы $\{R\}_{i-1}$.

В основу исследования разупрочняющихся пород с использованием трансверсально-изотропной модели заложен ряд допущений. Так, полная диаграмма деформации разупрочняющегося массива представляется как кусочно-линейная аппроксимация в виде трехзвенного графика [2] со следующими характеристическими показателями: E_1, E_2 – модули упругости соответственно в плоскости слоев и в перпендикулярном плоскости слоев направления; ν_1, ν_2 – коэффициенты Пуассона в соответствующих направлениях; M, β – аналоги модуля спада и коэффициента поперечных деформаций в запредельной зоне для условий плоской деформации; $S_{зал}$ – остаточная прочность пород в зоне руинного разрушения. Модуль спада M в состоянии разупрочнения принимается постоянным независимо от роста бокового давления, что отвечает хрупко разрушающимся породам. Коэффициент поперечных деформаций в зоне руинного разрушения, где объемная деформация практически равняется нулю, в условиях плоско-деформированного состояния принимается равным единице независимо от типа пород. Модуль спада M и коэффициент поперечных деформаций β трансверсально-изотропной среды в состоянии разупрочнения считается постоянными во всех направлениях.

Наличие поверхностей ослабления анизотропных массивов превращает его в анизотропный по свойствам его прочности. Прочность массива зависит от значения угла, который составляет направление действия максимальных

напряжений в массиве σ_1 с плоскостью структурного ослабления. Анизотропию свойств прочности массива можно учесть, рассматривая разрушение массива по двум направлениям – в направлении, совпадающем с плоскостью контакта слоев, которые являют собой поверхность ослабления прочности, а также во всех других направлениях, не совпадающих с плоскостью контакта слоев.

Результаты определения границы сопротивления анизотропного по свойствам прочности массива напряжениям, растягивающим его в направлении u_3 , приведены в [3]. Выражение предельного сопротивления в области сжимающих напряжений анизотропного по прочности массива по направлению σ_1 определяется условием Кулона

$$\sigma_1 = \min \begin{cases} S + \operatorname{ctg}\psi \cdot \sigma_3; \\ S_{\Pi} + \operatorname{ctg}\psi_{\Pi} \cdot \sigma_3, \end{cases}$$

где $S = 2C \operatorname{ctg}\left(45^\circ - \frac{\varphi}{2}\right)$ – граница прочности при одноосном сжатии; C , – сцеп-

ление и угол внутреннего трения массива; $\operatorname{ctg}\psi = \frac{1+\sin\varphi}{1-\sin\varphi}$; S_{Π} и ψ_{Π} – приведен-

ные к осям главных напряжений прочность пород при одноосном сжатии и угол ψ для условий сдвига по контактам.

Разрушение породного массива в результате сдвиг по контактам будет происходить в случае, когда касательные напряжения на контактах породных слоев превысят предельные допустимые значения. Ограничиваясь значениями $0^\circ \leq \alpha' < 90^\circ$ и $-90^\circ < \alpha' \leq 0^\circ$, такое состояние массива будет иметь место при $0^\circ < |\alpha'| < 90^\circ - \varphi_T$. Когда же $90^\circ - \varphi_T < |\alpha'| < 90^\circ$, величины S_{Π} и $\operatorname{ctg}\psi_{\Pi}$ принимают отрицательные значения, что не имеет физического смысла, поскольку при этом $\sigma_1 < \sigma_3$. То есть, при $90^\circ - \varphi_T < |\alpha'| < 90^\circ$ разрушение массива может происходить только по площадкам, не совпадающим с контактами наслоений.

Границы прочности пород, выраженные через главные деформации для трансверсально-изотропной среды в области растяжения имеют вид

$$f_2(\varepsilon_1, \varepsilon_3) = (-T - A_{13}\varepsilon_1) / E_{33} - \varepsilon_3.$$

В области сжатия (критерий Кулона) границы прочности пород

$$f_1(\varepsilon_1, \varepsilon_3) = [(B_{11}\varepsilon_1 - S)(1 - \operatorname{ctg}\psi B_{31}) / (\operatorname{ctg}\varphi - B_{13}) - SB_{31}] / B_{33} - \varepsilon_3.$$

При переходе среды в состояние руинного разрушения, полные деформации в области разупрочнения пород от предельных упругих деформаций вплоть до

руинного разрушения находятся по закону текучести пород в зоне разупрочнения

$$\varepsilon_1^{\text{розм.}} = \frac{S - S_{\text{зал}}}{M} + \sigma_3 \frac{(\text{ctg}\psi - \text{ctg}\psi_{\text{зал}})}{M}; \quad \varepsilon_3^{\text{розм.}} = -\beta\varepsilon_1^{\text{розм.}}$$

Граница перехода среды из зоны разупрочнений в зону руинного разрушения описывается прямой, уравнение которой имеет вид

$$\varepsilon_3 = b\varepsilon_1 + b,$$

где $a = \frac{B_{11}}{B_{33}} \cdot \frac{M(1 - B_{31}\text{ctg}\psi) - \beta B_{33}(\text{ctg}\psi - \text{ctg}\psi_{\text{зал}})}{M(\text{ctg}\psi - B_{13}) + B_{11}(\text{ctg}\psi - \text{ctg}\psi_{\text{зал}})}$,

$$b = \frac{a}{M} \cdot \left[S \left(\frac{\text{ctg}\psi - \text{ctg}\psi_{\text{зал}}}{\text{ctg}\psi - B_{13}} - 1 \right) + S_{\text{зал}} \right] - \frac{\beta}{M} \left[S \left(B_{31} \frac{\text{ctg}\psi - \text{ctg}\psi_{\text{зал}}}{1 - B_{31}\text{ctg}\psi} + 1 \right) - S_{\text{зал}} \right] - \frac{S}{MB_{33}} \cdot \frac{M(1 - B_{31}\text{ctg}\psi) - \beta B_{33}(\text{ctg}\psi - \text{ctg}\psi_{\text{зал}})}{1 - B_{31}\text{ctg}\psi} \left(\frac{1 - B_{31}\text{ctg}\psi}{\text{ctg}\psi - B_{13}} + B_{31} \right)$$

Предельные значения полных деформаций для минимальных напряжений, при которых разрушенная до руинного состояния среда из объемного напряженного состояния перейдет в состояние одноосного сжатия, когда среда разрывается в направлении e_3 определяются из условия

$$[\varepsilon_1^{\text{зал}}]_{\min} = \frac{S}{B_{11}} + \frac{S - S_{\text{зал}}}{M}; \quad [\varepsilon_3^{\text{зал}}]_{\min} = \frac{SB_{31}}{B_{33}} - \beta \frac{S - S_{\text{зал}}}{M},$$

где $S_{\text{зал}}$ – остаточная прочность пород в состоянии руинного разрушения при одноосном сжатии.

В случае, когда среда разорвана в направлении ($\sigma_3^T = 0$), но y_1 при этом отвечает продольной деформации e_1 в условиях разупрочнения пород, вычисление составляющей теоретических напряжений σ_1^T выполняется соответственно с принятым законом текучести пород

$$\varepsilon_3 - [\varepsilon_3]_{\text{o.c.}} = -\beta(\varepsilon_1 - [\varepsilon_1]_{\text{o.c.}}), \text{ где } [\varepsilon_1]_{\text{o.c.}} = S/B_{11}; \quad [\varepsilon_3]_{\text{o.c.}} = S \cdot B_{31}/B_{33}.$$

Теоретические напряжения в состоянии одноосного сжатия в зоне разупрочнения находятся из выражений:

$$\sigma_1^T = S - M(\varepsilon_1 - [\varepsilon_1]_{\text{o.c.}}); \quad \sigma_3^T = 0.$$

Если деформации ε_1 не превышают допустимых значений $[\varepsilon_1]_{\text{о.с.}}$ при одноосновном сжатии, а суммарные деформации точки $F''(e_1, e_3)$ выходят за пределы упругости, то среда окажется разорванной в направлении e_3 . Поскольку продольные деформации e_1 в этом случае меньше предельной величины, теоретические напряжения в зоне V определяются законом Гука в условиях одноосного сжатия

$$\sigma_1^T = B_{11} \varepsilon_1; \sigma_3^T = 0.$$

Когда же среда выходит за предельную границу растяжения в направлении e_3 , а $e_1 < 0$, она окажется разорванной в обоих направлениях. При этом теоретические напряжения будут равны

$$\sigma_1^T = 0; \sigma_3^T = 0.$$

Полученные теоретические напряжения позволяют решить задачу упруго-пластичной деформации трансверсально-изотропной среды методом деформационной теории пластичности.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике|. – М.: Недра, 1987. – 221 с.
2. Баклашов И.В. Деформирование и разрушение| горных массивов|. – М.: Недра, 1989. – 271 с.
3. Андреев Б.Н., Сахно А.О. Оценка упруго-пластического деформирования анизотропной породной среды с учетом условий его разрушения // Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 7 – С. 10 – 12.

УДК 622.831.3

Пронский Д.В., Кобзарь Ю.И., Должиков Ю.П., АФГТ ВНУ им. В.Даля

ДИНАМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ ЗОНЫ НЕУПРУГИХ ДЕФОРМАЦИЙ НА УЧАСТКАХ ИНТЕНСИВНОГО ВОДОПРИТОКА

При проектировании строительства горных выработок, нагрузка на крепь определяется весом свода расслоившихся, разупрочненных и разбитых на блоки пород. Область распространения таких пород вокруг выработки получила

название зоны неупругих деформаций (ЗНД). Многочисленные натурные исследования и существующие теоретические модели отмечают начало развития ЗНД с момента проведения выработки и, затем, постепенную стабилизацию процесса [1]. Однако, как показывают последние исследования в эксплуатируемых выработках, на участках с повышенным водопритоком процесс формирования ЗНД не стабилизируется, а продолжает активно развиваться. При этом незапроектированное увеличение нагрузки на крепь приводит к значительным деформациям элементов крепи, выходу из строя узлов податливости и вывалообразованиям (рис. 1). Таким образом, задача по изучению динамики формирования ЗНД в условиях обводненных выработок является весьма актуальной.



Рис. 1. Фрагменты аварийных участков выработок
а) деформация крепи и выход из строя узлов податливости;
б) куполообразование в результате вывала пород

Целью исследования является разработка геомеханической модели развития установившейся ЗНД во времени под влиянием водопритока в выработку, позволяющей наиболее точно спрогнозировать величину свода раздробленных пород над выработкой и запроектировать рациональные параметры крепления или перекрепления.

Известно, что величина установившейся ЗНД и время стабилизации, главным образом, зависит от физико-механических свойств вмещающих выработку пород. Например, при проведении выработки по песчаным сланцам прочностью 40-60 МПа величина ЗНД составляет 4-6 м, а время ее полного формирования около 60-90 суток. Для глинистых сланцев прочностью 30-40 МПа эти параметры составляют соответственно 6-10 м и 15-30 суток [2]. Однако, на участках выработок, подверженных притокам шахтных вод, происходит активация процесса развития ЗНД, что зачастую приводит к вывалообразованиям в эксплуатируемых выработках. Например, такая ситуация произошла в восточном разведочно-дренажном штреке пласта h8 гор. 880 м шахты «Комсомольская» (рис. 2). Выработка закреплена трехзвенной арочной податливой крепью АП-13,8 из спецпрофиля №27. Расчетная величина установившейся ЗНД и плотность установки рам крепи составляет соответственно 3,9 м и 1 рама/м. Интен-

сивное воздействие водопритока, связанное с зоной дизъюнктивного нарушения привело к увеличению ЗНД на 2,6 м, в результате чего крепь оказалась не работоспособной, и произошел вывал горных пород.

Для описания динамики процесса предлагается геомеханическая модель (рис. 3), согласно которой радиус ЗНД с учетом времени воздействия водопритока определяется по формуле:

$$R_{Lt} = R_L + \Delta R_{Lt}, \text{ м} \quad (1)$$

где R_L – установившийся средний радиус ЗНД вокруг выработки вне зоны влияния водопритока, м; ΔR_{Lt} – приращение к установившемуся среднему радиусу ЗНД после влияния водопритока в течение времени Δt , м.

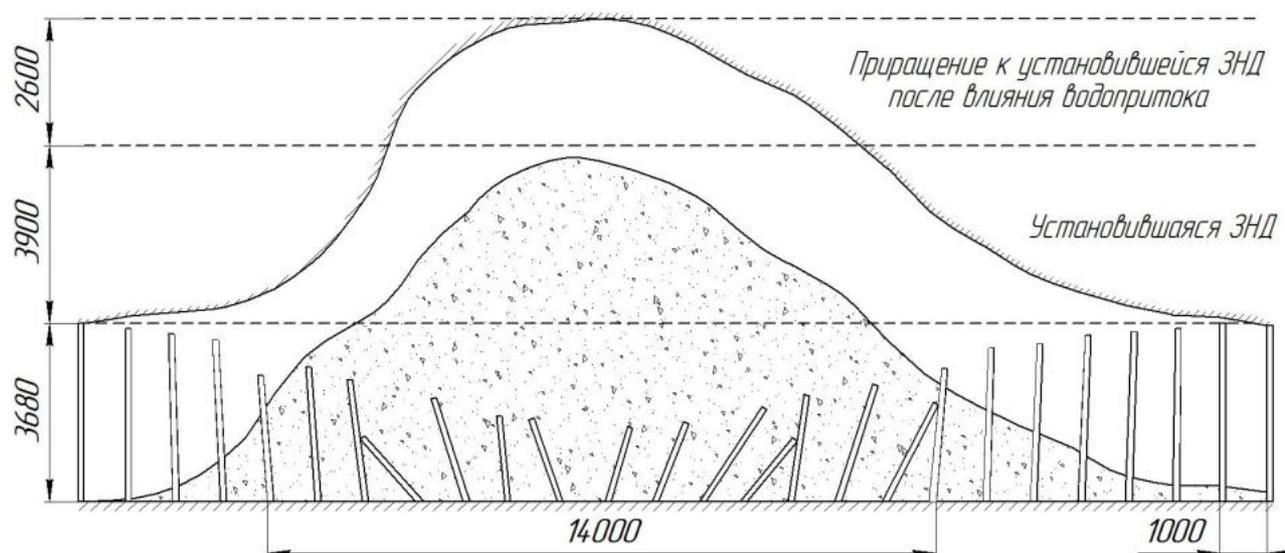


Рис. 2. Схема вывалообразования в восточном разведочно-дренажном штреке

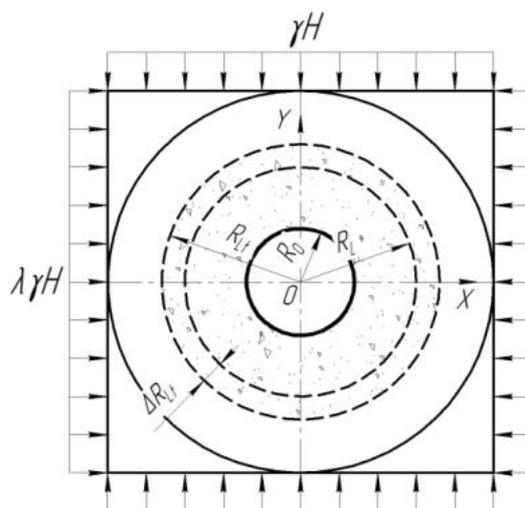


Рис. 3. Динамическая модель ЗНД при обводнении выработки

Многочисленными исследованиями установлена экспоненциальная закономерность изменения величины ЗНД во времени [1]. Также доказано, что динамика дополнительного развития ЗНД под действием водопритоков тоже носит экспоненциальный характер и зависит от интенсивности трещинообразования и горно-геологических условий заложения и эксплуатации выработки. Наиболее адекватно моделирует процесс приращения ЗНД во времени уравнение следующего вида:

$$\Delta R_{L_t} = A \cdot R_L \cdot (1 - e^{-\alpha \cdot \Delta t}), \text{ м} \quad (2)$$

где A – коэффициент, характеризующий интенсивность развития ЗНД под влиянием водопритока (0,5-1); Δt – приращение ко времени с начала фиксации повышенного водопритока в выработку, мес.; α – показатель горно-геологических условий заложения и эксплуатации выработки, мес.⁻¹.

Параметры, формирующие показатель α , должны учитывать прочностные свойства и угол падения вмещающих пород, глубину заложения и геометрию выработки, влияние неоднородности массива и других выработок, и, самое главное, величину водопритока и интенсивность деформационных процессов в эксплуатируемой выработке. Расчет комплексного показателя горно-геологических условий заложения и эксплуатации выработки осуществляется по формуле:

$$\alpha = \frac{\gamma \cdot H \cdot k_s \cdot k_g \cdot k_t}{\sigma_c \cdot k_w \cdot k_\alpha \cdot k_c}, \text{ мес.}^{-1} \quad (3)$$

где γ – средневзвешенный удельный вес пород над выработкой, МН/м³;

H – глубина заложения выработки, м;

k_s – коэффициент влияния площади поперечного сечения выработки (0,52-0,82 при площади поперечного сечения выработки в черне 9-16 м²);

k_g – коэффициент воздействия других выработок (1 – для одиночных выработок; 1,6 – для пересекающихся выработок);

k_t – коэффициент, характеризующий скорость проявлений деформаций крепи в выработке, мес.⁻¹;

$$k_t = \frac{N}{t_{\text{набл}}}, \text{ мес.}^{-1} \quad (4)$$

где N – число отклонений крепи от нормального эксплуатационного состояния (за единицу отклонения принято: поперечный излом межрамных ограждений, выход из строя отдельных частей узлов податливости крепи, деформации верхняка крепи, деформации стоек крепи, полная потеря устойчивости крепи);

$t_{набл}$ – время наблюдения за состоянием крепи после того, как зафиксирован повышенный водоприток в выработку, мес. (принимается равным 1-3 мес.);
 σ_c – предел прочности пород кровли выработки на одноосное сжатие, МПа;
 k_w – коэффициент, учитывающий характер водопроявления в выработке;

$$k_w = \frac{Q_0 \cdot k_n}{Q_t \cdot k_{mp}}, \quad (5)$$

где Q_0 – средний водоприток в выработку за период от начала проведения выработки до времени формирования установившийся ЗНД вокруг выработки, м³/ч (в расчете принимается не менее 1 м³/ч);

Q_t – средний водоприток в выработку в течение 1-3 месяцев с начала фиксации повышенного водопритока в выработку, м³/ч;

k_α – коэффициент влияния угла падения пород и направления выработки относительно простирания пород (при углах падения пород до 400: 1-0,8 – при проведении выработки по простиранию; 0,7-0,45 – при проведении выработки вкрест простирания; 0,85-0,65 – при проведении выработки под углом к простиранию);

k_c – коэффициент структурного ослабления (0,6-0,7).

Как показывает практический опыт, зоны повышенных водопритоков в выработках обычно приурочены к участкам, осложненным дизъюнктивами. Действующие в угольной промышленности методики расчета параметров крепления выработок [3] принимают во внимание наличие таких зон, однако не учитывают дополнительное разупрочнение пород и развитие ЗНД под влиянием притока подземных вод, как в радиальном направлении, так и вдоль выработки. В этой связи, наиболее целесообразным будет применение предлагаемой геомеханической модели ЗНД, которая позволит более точно рассчитать нагрузку на крепь от вмещающих обводненных пород, предотвратить вывалообразование в выработку, исключить перерасход материалов на крепление и обеспечить длительное и безремонтное поддержание горной выработки.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Шашенко А.Н., Пустовойтенко В.П. Механика горных пород. – К.: Новый друк, 2004. – 400 с.
2. Смородин Г.М., Кобзарь Ю.И., Кипко А.Э., Сергиенко Р.Н. Тектонические нарушения – один из факторов гидроактивизации геомеханических процессов в породных массивах / Науковий вісник НГУ. – 2008. – № 12. – С. 19-23
3. СОУ 10.1.00185790.011:2007. Підготовчі виробки на пологих пластах. Вибір кріплення, способів і засобів охорони. – К.: Мінвуглепром України, 2007. – 116 с.

УДК 622.28

*Масленников С. А., аспирант каф. ППГС и СМ (ШИ (ф) ЮРГТУ(НПИ)),
Куличенко Д.С., студент ШИ (ф) ЮРГТУ (НПИ), Говоруцкая С.А., ЮРГТУ(НПИ)*

К ВОПРОСУ О КРЕПЛЕНИИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ КОМБИНИРОВАННОЙ ЧУГУННО-БЕТОННОЙ КРЕПЬЮ

Показана необходимость внесения изменений в проектирование и возведение комбинированных чугунно-бетонных крепей. Предложена технология возведения крепи позволяющая использовать в качестве внешнего слоя бетона с повышенным модулем деформации.

Активизация горностроительной активности в России, как в направлении реконструкции старых, так и строительства новых предприятий в последнее десятилетие (1) выявила ряд проблем связанных с обеспечением надёжности, долговечности вертикальных стволов и экономической эффективностью их строительства. Переход к отработке запасов залегающих в сложных горно-геологических условиях и на больших глубинах (св. 700 м) показал неэффективность применения в подобных условиях наиболее распространённого до сих пор типа крепи - монолитной бетонной. (2) В слабых, обладающих высокой степенью ползучести породах, при необходимости обеспечения качественной гидроизоляции, на больших глубинах часто наиболее приемлемым вариантом оказывается возведение комбинированной чугунно-бетонной крепи.

Данный вид крепи широко распространённый в 50-60-х годах прошлого века, в последующие 40-50 лет использовался крайне редко и в необоснованно узком диапазоне условий. В значительной мере это объясняется недостаточной проработкой отдельных вопросов в проектировании и сооружении, такой крепи. Например, наиболее распространённые сейчас схемы возведения имеют ряд недостатков препятствующих расширению области применения чугунно-бетонной крепи.

В настоящее время при строительстве стволов применяют две основные технологические схемы возведения, и соответственно этому, конструкции чугунно-бетонной крепи. В первом случае, при проходке по замороженным, слабым, неустойчивым породам, в забое возводят, с помощью передвижной опалубки, монолитную бетонную крепь. Чугунные тубинги устанавливают заходками снизу вверх, оставшееся пространство шириной 100-200 мм, иногда более, заполняют цементно-песчаным раствором. В общем, получаемая конструкция крепи, при этом, состоит из трёх слоёв: бетон - цементный раствор/бетон – чугунные тубинги. Во втором случае, в достаточно устойчивых породах, чугунные тубинги навешивают из забоя, бетон в затубинговое пространство укладывают заходками длиной до 15 м, иногда и более, через соответствующие отверстия. В этом случае крепь состоит из двух слоёв: бетон - чугунные тубинги.

Ни одна из применяющихся в настоящий момент схем крепления не обеспечивает экономичного расхода материалов, обе имеют высокую трудоёмкость и отрицательно сказываются на скорости строительства стволов. С точки зрения использования высокомодульных бетонов обе схемы неприменимы. Первая ввиду невозможности использования жёстких смесей с крупным заполнителем с размерами зёрен св. 20 мм, вторая ввиду необходимости длительной самостоятельной работы передовой крепи.

Предложенный авторами способ возведения комбинированной крепи по параллельной схеме позволяет возводить трёхслойную конструкцию с небольшим отставанием навески тюбингов, что существенно снижает необходимую мощность передового бетона, ширину монтажного зазора, соответственно расширяет область её применения, и, главное, даёт возможность использовать при креплении бетоны с повышенным модулем деформации. Сущность предлагаемой схемы заключается в следующем.

Основные проходческие процессы – бурение шпуров, зарядание, взрывание, погрузка породы и выдача её на поверхность осуществляются в обычном порядке, с использованием стандартной проходческой техники. Существенному изменению подвергается процесс крепления, соответственно особенностям, которого дорабатывается проходческий полук. К обычному двухэтажному полку достраивается два дополнительных этажа, каждый из которых оборудуется талью и круговым монорельсом для её передвижения. На верхнем этаже полка устанавливается бункер для приёма бетона, который спускается в специальном контейнере. Пол каждого этажа оборудуется, по краям, откидными фартуками, препятствующими падению предметов вниз.

Процесс возведения крепи ведётся параллельно. В забое ствола с помощью передвижной секционной опалубки, укладывают бетонную смесь. При этом качество работ, по сравнению с укладкой бетона за тюбинги, существенно повышается, например, при применении жёстких смесей с крупным заполнителем более 40 мм появляется возможность применять уплотнение вибраторами. Спуск бетона производится специальными контейнерами, так как использование для этой цели бетонопроводов стандартного диаметра 168 мм накладывает существенные ограничения на состав и качество смеси, и, соответственно, исключает возможность значительного повышения деформационных характеристик. Выгрузка контейнера в приёмное устройство производится на верхнем этаже проходческого полка, откуда по гибким трубопроводам бетон подаётся за опалубку.

Тюбинги навешивают с верхних этажей проходческого полка при помощи, специально установленных для этой цели, 2-4 талей.

Заполнение зазора между тюбингами и передовой крепью бетоном/цементным раствором может выполняться после навески каждой заходки, или нескольких, в зависимости от состояния вмещающего породного массива и соответственно передовой крепи. К нижнему кольцу тюбингов крепится поддон, препятствующий выдавливанию раствора. Спуск смеси также выполняется в контейнере до полка, далее перегружается в приёмное устройство и по гибким трубопроводам, через

соответствующие отверстия в тубингах укладывается в оставленное пространство.

На рис. 1 и 2 приведены сравнительные затраты труда и средств на заработную плату (в ценах 1988 г.) определённые для ствола закрепляемого комбинированной крепью с обычным бетоном по последовательной и с повышенным модулем деформации по параллельной схеме.

Предлагаемая схема ведения работ, помимо возможности использования бетонов с повышенным модулем деформации, позволяет существенно снизить трудоёмкость работ за счёт:

- уменьшения объёма вынимаемой горной массы (снижается общая толщина крепи, уменьшаются переборы);
- снижения объёмов работ по бурению и заряданию;
- сокращения объёма работ по погрузке и выдаче породы;
- уменьшения объёма работ по укладке бетона;
- перехода от крайне трудоёмкой операции по укладке бетона за тубинги к его укладке за опалубку.

повысить скорость проходки благодаря:

- выполнению одного из наиболее трудоёмких и длительных процессов - навески тубингов - параллельно с основными проходческими операциями;
- сокращению трудоёмкости основных проходческих процессов (бурение, уборка породы, крепление).

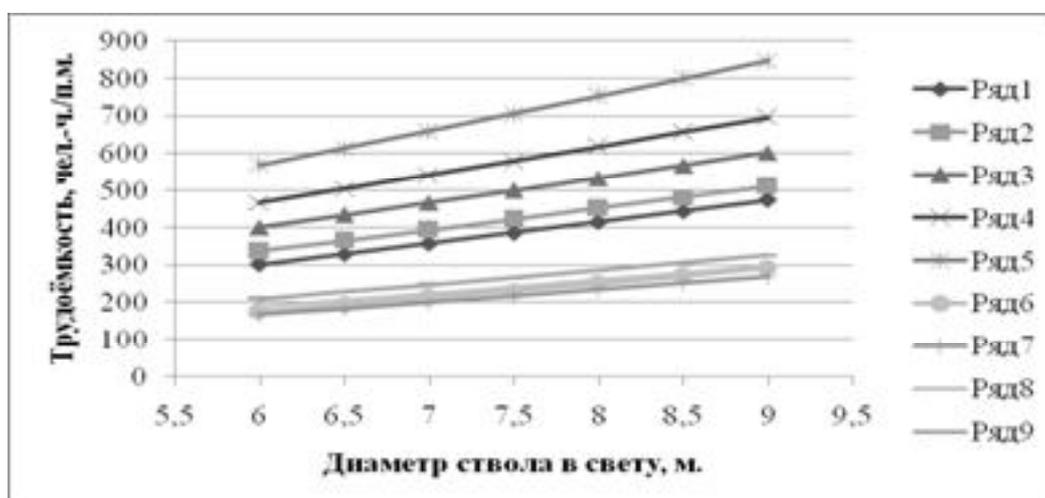


Рис. 1. Зависимость изменения затрат труда при возведении комбинированной чугунно-бетонной крепи по различным схемам

Ряды 1-5 крепь с обычным бетоном, толщина слоя соответственно от 0,3 до 0,7; ряды 6-9 крепь с бетоном с повышенным модулем деформации, толщина слоя 0,2-0,5

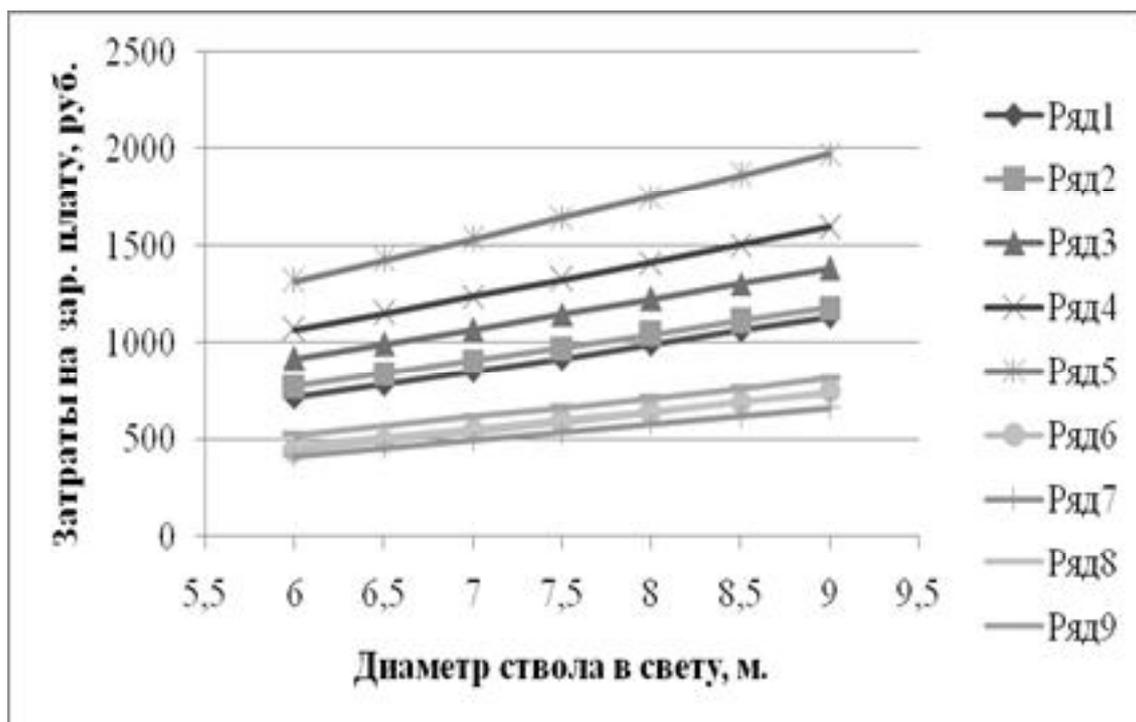


Рис. 2. Зависимость изменения затрат на заработную плату при возведении комбинированной чугуно-бетонной крепи по различным схемам
Ряды 1-5 крепь с обычным бетоном, толщина слоя соответственно от 0,3 до 0,7;
ряды 6-9 крепь с бетоном с повышенным модулем деформации, толщина слоя 0,2-0,5

И в общем предлагаемая схема проходки позволяет:

- более гибко варьировать величину заходки по креплению и свести к минимуму время обнажения пород,
- увеличить скорость проходки, исключая навеску тюбингов в забое,
- качественнее выполнять укладку бетонной смеси.
- снизить конечную нагрузку на крепь благодаря тому, что сразу после набора необходимой прочности и отрыва опалубки бетон, будучи податливее, позволяет реализовать породе большие смещения чем жёсткая чугуно-бетонная конструкция.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Масленников С.А. Состояние и перспективы строительства вертикальных стволов в Российской Федерации. Перспективы развития Восточного Донбасса. Часть 1: сб. науч тр./Шахтинский институт (филиал) ЮРГТУ (НПИ). – Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ (НПИ), 2008. – С. 174 - 191.
2. Заславский Ю. З. Крепление вертикальных шахтных стволов.// Уголь Украины. – 1985. - №5. – с.42-43.

УДК 622.281.74

Новиков А.О., канд. техн. наук, Шестопапов И.Н., аспирант
ГВУЗ «Донецкий национальный технический университет»

О ДЕФОРМИРОВАНИИ ПОРОДНОГО МАССИВА, ВМЕЩАЮЩЕГО ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫЕ ВЫРАБОТКИ С АНКЕРНЫМ КРЕПЛЕНИЕМ

Проблема и ее связь с научными и практическими заданиями. Угольная промышленность – одна из ведущих отраслей народного хозяйства, важнейшая задача, которой в условиях рыночной экономики состоит в повышении эффективности производства и снижении себестоимости продукции. Одним из приоритетных направлений снижения затрат на добычу угля является внедрение новых технологий с использованием анкерной крепи.

Ограниченное использование анкерного крепления на угольных шахтах Украины (объем применения составляет не более 70 км), объясняется с одной стороны недоверием работников шахт к этому виду крепи за непредсказуемость ее работы, отсутствием опыта эксплуатации и контроля за состоянием крепления, не достаточным пониманием ее роли в процессе поддержания выработки, а с другой стороны - отсутствием нормативной базы, позволяющей с учетом конкретной геомеханической ситуации и опыта использования, обосновано принять его параметры.

В связи с выше изложенным, исследования закономерностей деформирования породного массива, вмещающего выработки с анкерным креплением для обоснования его рациональных параметров, являются актуальной задачей. Они проводятся в рамках тематического плана научно-исследовательских работ Министерства образования и науки Украины по госбюджетной теме Д8-08 «Разработка проекта нормативного документа по использованию анкерного крепления для обеспечения устойчивости горных выработок глубоких шахт» (№ госрегистрации №0107U012803) в Государственном Высшем Учебном Заведении «Донецкий Национальный технический университет».

Анализ исследований и публикаций. В научно-технической литературе представлено большое количество работ, посвященных изучению характера взаимодействия различных конструкций крепи (в том числе и анкерной) с массивом. Это работы А.П. Широкова, В.Т. Глушко, А.А. Борисова, Н.И. Мельникова, Л.М. Ерофеева, А.Н. Зорина, Б.К. Чукуна, А.В. Ремезова, И.А. Юрченко, А.Н. Шашенко, В.В. Виноградова, А.Югона, А.Коста и др.

В них достаточно глубоко исследованы механизм формирования нагрузки на рамные крепи, особенности и закономерности деформирования вмещающего выработки массива. Однако, в работах, посвященных анкерному креплению, в основном рассмотрены вопросы конструкции анкеров, технологии их возведения и расчета параметров. При этом анкера рассматриваются как несущие конструкции, без учета особенностей их взаимодействия с вмещающим массивом.

На наш взгляд, механизм работы анкерной крепи заключается не в представлении об анкерах, как о несущей конструкции типа рамы, а как об элементах, изменяющих структуру массива, и препятствующих его разрушению, т.е. формированию вокруг выработки зоны разрушенных пород.

Задачей данных исследований являлось установление особенностей деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением.

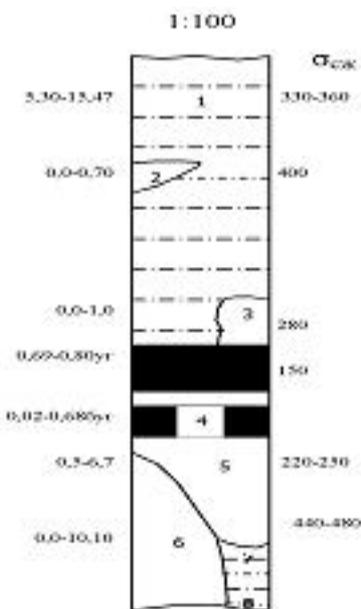


Рис.1 Стратиграфическая колонка пласта $m_5^{1в}$

Основные результаты. Исследования проводились в подготовительных выработках шахты «Добропольская», имеющей многолетний опыт применения анкерных крепей.

Шестой южный конвейерный штрек пласта $m_5^{1в}$ в горизонта 450 м длиной 1540 м проводился комбайном КПД-32. Первые 100 м выработки закреплены металлической арочной податливой крепью КМП-А3/11,2. На пласте $m_5^{1в}$ применяется столбовая система разработки. Лавы отрабатываются по простиранию. Длина лав до 250 метров. Стратиграфическая колонка пласта $m_5^{1в}$ представлена на рис. 1.

Непосредственная (она же основная) кровля пласта представлена алевролитом, малоустойчивым Б3. Выше залегает песчаник средней крепости. Еще выше залегает аргиллит средней крепости, малоустойчивый (Б3).

Угольный пласт $m_5^{1в}$ состоит из 2-3-х угольных пачек, общей мощностью от 1,10 до 1,40 м, прочностью на сжатие 15 МПа. Угол падения пласта – 10 градусов.

Непосредственно в почве пласта залегает аргиллит средней крепости, среднеустойчивый (П2). Основная почва пласта - песчаник средней крепости.

Средняя скорость проведения выработки - 280 м/мес. Плотность установки анкеров – 1,0 анк/м². Сечение выработки – прямоугольное. Сталеполимерные анкеры длиной 2,4 м устанавливались в забое под подхват, изготовленный из СВП-22 длиной 4,0 м. Паспорт крепления выработки показан на рис.2. Выработка пройдена с нижней подрывкой. В течение наблюдений замерные станции находились вне зоны влияния очистного забоя.

Общий вид и схема заложения реперов на замерной станции изображены на рис.3, а выкопировка из плана горных выработок с указанием мест установки станций - на рис.4. В кровле и боках выработки, в пределах пикетов 39, 49 и 58 было заложено 6 комплексных замерных станций, оборудованных глубинными и контурными реперами.

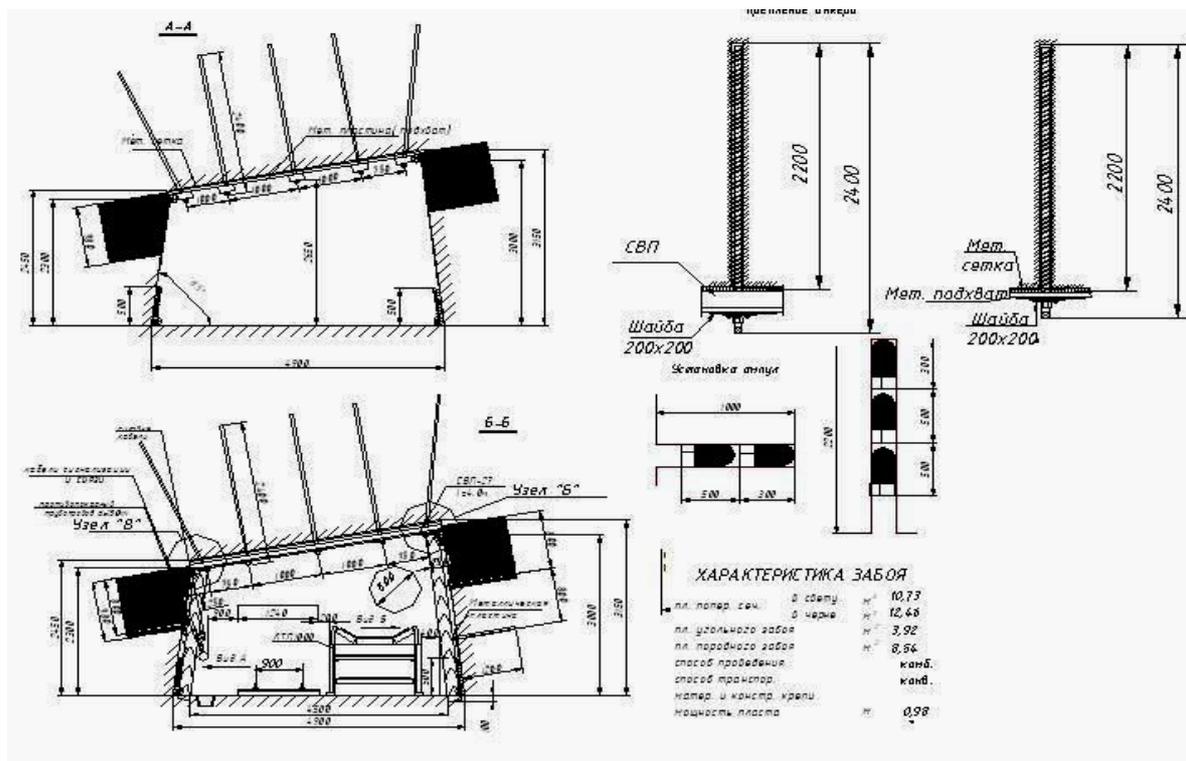


Рис.2 Паспорт крепления выработки

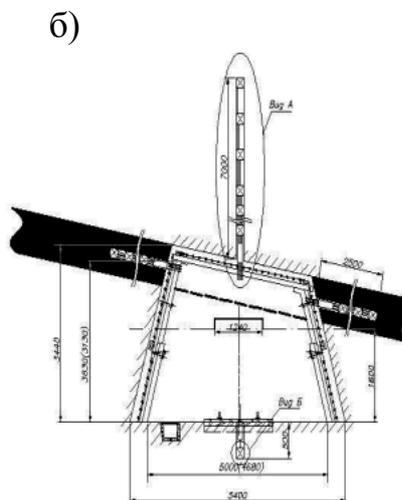
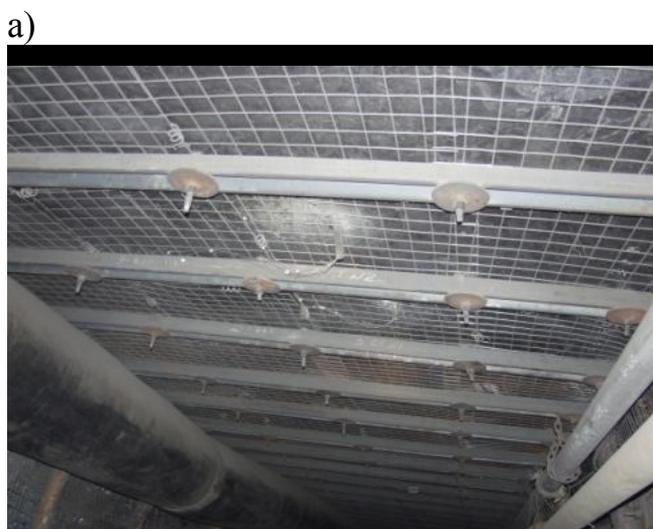


Рис. 3 Общий вид (а) и схема размещения реперов (б) на комплексных замерных станциях в шестом южном конвейерном штреке пласта m_5^{16} гор. 450 м

Каждая станция представляла собой 3 скважины глубиной до 7 м, пробуренные в кровлю и бока выработки, оборудованные глубинными реперами, и один контурный репер в почву выработки. Расстояние между центрами глубинных

реперов в скважине составляло от 0,3 до 0,5 м. Замеры выполнялись в соответствии с методикой [1].



Рис.4 Выкопировка из плана горных выработок по пласту t_5^{18}

Породы, на участке скважины между глубинными реперами считались разрушенными, если величина относительных деформаций (коэффициента разрыхления пород) превышала предельное значение (согласно исследованиям проф. И.Л. Черняка [2] предельные относительные деформации для сланца составляют 3×10^{-2} ($k_p=1,03$)). С целью изучения процесса развития деформаций во вмещающем выработку массиве, строились графики смещений глубинных реперов в направлении от контура выработки вглубь массива, а также графики изменения коэффициента разрыхления на участках между реперами (рис. 5-6). Поскольку характер смещений реперов на замерных станциях существенно не отличается, приведем наиболее характерные из них.

Анализ графиков смещений глубинных реперов на замерных станциях показывает, что разрушения в кровле произошли на 239-249 сутки наблюдений на участках скважин, удаленных соответственно на 2-3 и 6-7 м от контура выработки. На остальных участках скважин разрушения пород не происходили. В кровле, в пределах участков скважин, находящихся в заанкерофанном слое пород, смещения происходили с относительными деформациями значительно меньше предельных (3×10^{-3} - 13×10^{-3}).

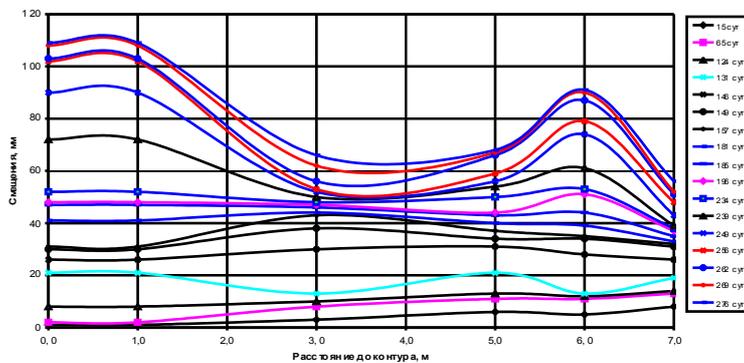


Рис.5 Графики смещений глубинных реперов в кровле на замерной станции №2

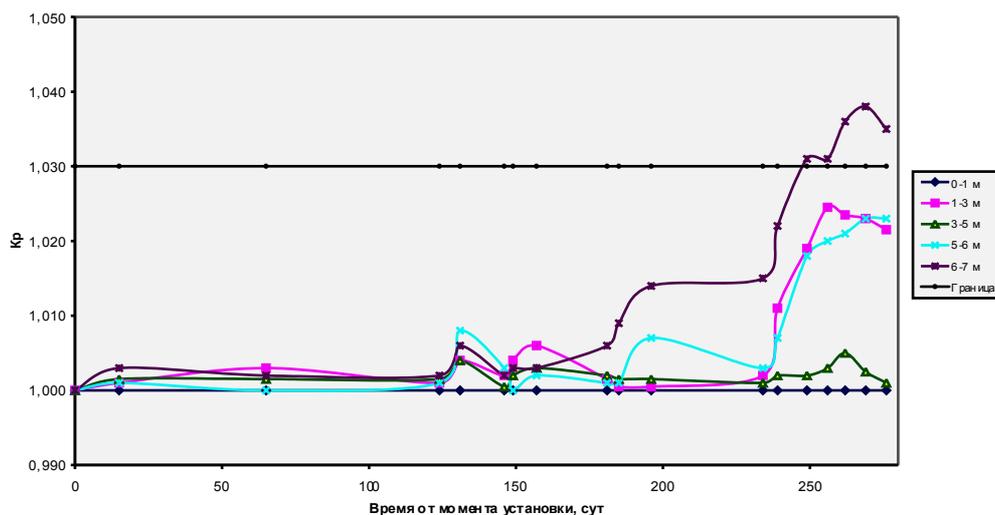


Рис.6 Графики изменения коэффициента разрыхления на участках между глубинными реперами в кровле во времени на замерной станции №2

Деформирование пород в боках выработки началось значительно раньше и протекало более интенсивно. Так, на пятнадцатые сутки наблюдений, породы удаленные на 0,5-2,5 м от контура были разрушены, при этом, смещения боков составляли 28-34 мм. В дальнейшем происходило развитие деформаций в глубь массива с увеличением коэффициента разрыхления в пределах уже разрушенных участков скважин.

За период наблюдений 276 суток смещения контура на замерных станциях составили: 109 - 179 мм со стороны кровли и 185 – 365 мм – со стороны боков выработки.

ВЫВОДЫ

В результате выполненных исследований [3,4,5] были установлены следующие особенности деформирования вмещающих пород. До момента начала ведения очистных работ, деформации контура выработки не значительные. Максимальные смещения кровли составляют до 180 мм, а боков – до 365 мм. В целом, состояние выработки хорошее. Деформирование пород в глубине массива носит следующий характер. До момента включения анкеров в работу (2-8 суток) разрушения в кровле происходят от контура выработки на глубину до 0,5 м. Затем, разрушаются породы в глубине массива, за пределами заанкерванной области. Заанкерванная область пород практически не разрушается, при этом, наибольшие смещения породного обнажения в кровле выработки наблюдаются посередине пролета (происходит плавный прогиб), а вблизи стенок – образуются пластические шарниры. В боках выработки разрушения пласта и пород происходят на глубину до 2,5 м и проявляются в виде выдавливания верхней пачки угля и пород непо-

средственной почвы пласта. Очевидно, это связано с наличием в боках выработки слабых вмещающих пород. При этом деформирование носит пластический характер.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Методические указания по исследованию горного давления на угольных и сланцевых шахтах. – Л.: ВНИМИ. – 1973. – 102с.
2. Черняк И.Л. Повышение устойчивости подготовительных выработок. – М.: Недра, 1993. – 256с.
3. Плетнев В.А., Касьян Н.Н., Петренко Ю.А., Новиков А.О., Сахно И.Г. Результаты внедрения анкерных систем для поддержания горных выработок на шахте «Добропольская»// Геотехнологии и управление производством XXI века. Монография в 2-х томах. ДонНТУ, ДЦНПГО, 2006.- с.39-44.
4. Новиков А.О., Сахно И.Г. Исследование особенностей деформирования породного массива, вмещающего выработку, закрепленную анкерной крепью// Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНТУ, 2007. – №1. – С. 82-88.
5. Новиков А.О., Гладкий С.Ю., Шестопалов И.Н. Об особенностях деформирования породного массива, вмещающего подготовительные выработки с анкерным креплением //Известия Донецкого горного института. – Донецк: ДонНТУ, 2008. – №1. – С.120-129.

УДК 622.28

Данилова Л.А., Тульский государственный университет. Россия

РАСЧЕТ КРУГОВОЙ ТОННЕЛЬНОЙ ОБДЕЛКИ С ВНУТРЕННИМ КРУГОВЫМ КАНАЛОМ ПРИ ДЕЙСТВИИ СОБСТВЕННОГО ВЕСА ПОРОД

В качестве одного из перспективных направлений совершенствования конструкций крепления канализационных тоннелей можно рассматривать создание специальных каналов внутри обделок, предназначенных для прокладки кабелей и трубопроводов. Это позволяет освободить рабочее пространство в тоннелях и уменьшить негативное воздействие агрессивной среды внутри коллекторных тоннелей на проложенные в них коммуникации. Однако каналы, являясь дополнительным концентратором напряжений, могут существенно снижать несущую способность обделки в целом, поэтому их устройство должно быть обосновано соответствующим расчетом.

В основу математического моделирования обделок тоннелей с внутренними каналами положены современные представления механики подземных соору-

жений о взаимодействии подземной конструкции и окружающего массива грунта как единой деформируемой системы. С этой целью рассматривается соответствующая плоская задача теории упругости, расчетная схема которой приведена на рисунке 1.

Изотропная среда S_0 , моделирующая массив пород, характеризуется модулем деформации E_0 и коэффициентом Пуассона ν_0 .

Круговое кольцо S_1 , моделирующее обделку тоннеля, ограниченное радиусами R_0 и R_1 , имеет внутренний канал радиусом R_2 .

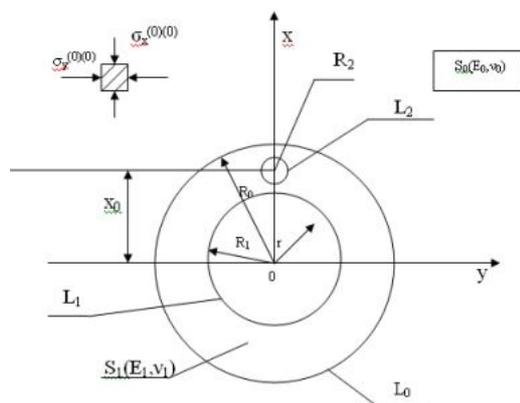


Рис. 1. Расчетная схема

Материал кольца обладает деформационными характеристиками E_1, ν_1 . Кольцо деформируется совместно со средой S_0 , т.е. на линии контакта L_0 выполняются условия непрерывности векторов смещений и полных напряжений. Контуры L_1 и L_2 свободны от действия внешних сил.

Решение поставленной задачи основано на использовании методов теории аналитических функций комплексного переменного [1, 2, 3].

После введения комплексных потенциалов Колосова-Мусхелишвили $\varphi_j(z)$, $\chi_j(z)$, регулярных в соответствующих областях S_j ($j=0,1$) и связанных с напряжениями и смещениями известными соотношениями [1, 2], граничные условия поставленной задачи принимают вид:

$$\varphi_1(t) + (t - \bar{t})\overline{\varphi_1'(t)} + \overline{\chi_1(t)} = \varphi_0(t) + (t - \bar{t})\overline{\varphi_0'(t)} + \overline{\chi_0(t)} - \alpha * \gamma H\left(\frac{1+\lambda}{2}t - \frac{1-\lambda}{2}\bar{t}\right) \quad \text{на контуре } L_0 \quad (1)$$

$$\alpha_1 \varphi_1(t) - (t - \bar{t})\overline{\varphi_1'(t)} - \overline{\chi_1(t)} = \frac{G_1}{G_0} \left[\alpha_0 \varphi_0(t) - (t - \bar{t})\overline{\varphi_0'(t)} - \overline{\chi_0(t)} \right]$$

$$\varphi_1(t) + (t - \bar{t})\overline{\varphi_1'(t)} + \overline{\chi_1(t)} = 0 \quad \text{на контуре } L_1 \quad (2)$$

$$\varphi_1(t) + (t - \bar{t})\overline{\varphi_1'(t)} + \overline{\chi_1(t)} = 0 \quad \text{на контуре } L_2 \quad (3)$$

$$t = \begin{cases} R_0 \sigma, & \text{на контуре } L_0 \\ R_1 \sigma, & \text{на контуре } L_1 \\ R_2 \sigma + x_0, & \text{на контуре } L_2 \end{cases}$$

$$\alpha_j = 3 - 4\nu_j; \quad G_j = \frac{E_j}{2(1 + \nu_j)}; \quad (j = 0, 1)$$

γ - удельный вес пород, H - глубина заложения тоннеля, отсчитываемая от оси туннеля, λ –коэффициент бокового давления пород в ненарушенном массиве, α^* - коэффициент, позволяющий учитывать отставание возведения обделки от забоя выработки.

Комплексные потенциалы $\varphi_1(z)$, $\chi_1(z)$ в области S_1 , регулярные вне контуров L_1 и L_2 , а также внутри контура L_0 , представляются в виде рядов:

$$\varphi_1(z) = \sum_{n=1}^{\infty} c_n^{(1)(1)} \left(\frac{z}{R_0}\right)^{-n} + \sum_{n=0}^{\infty} c_n^{(3)(1)} \left(\frac{z}{R_0}\right)^n + \sum_{n=1}^{\infty} \tilde{C}_n^{(1)} \left(\frac{z-x_0}{R_0}\right)^{-n} \quad (4)$$

$$\chi_1(z) = \sum_{n=1}^{\infty} c_n^{(2)(1)} \left(\frac{z}{R_0}\right)^{-n} + \sum_{n=0}^{\infty} c_n^{(4)(1)} \left(\frac{z}{R_0}\right)^n + \sum_{n=1}^{\infty} \tilde{C}_n^{(2)} \left(\frac{z-x_0}{R_0}\right)^{-n} \quad (5)$$

Потенциалы $\varphi_0(z)$, $\chi_0(z)$, характеризующие напряженное состояние бесконечной области S_0 , имеют вид:

$$\varphi_0(z) = \sum_{n=1}^{\infty} c_n^{(1)(0)} \left(\frac{z}{R_0}\right)^{-n}; \quad \chi_0(z) = \sum_{n=0}^{\infty} c_n^{(2)(0)} \left(\frac{z}{R_0}\right)^{-n} \quad (6)$$

Здесь $c_n^{(k)(1)}$, $\tilde{C}_n^{(s)}$ ($k = \overline{1,4}$, $s = 1,2$) - неизвестные коэффициенты.

На первом этапе решения, следуя работе [3], выражения для комплексных потенциалов (4)-(5) подставляются в граничное условие (3). Это позволяет получить выражения, связывающие коэффициенты $\tilde{C}_n^{(s)}$ ($s = 1,2$) и $c_n^{(k)(1)}$ ($k = \overline{1,4}$).

Далее подставляются выражения для комплексных потенциалов (4)-(6) в граничные условия (1). Откуда, после некоторых преобразований находятся соотношения, связывающие коэффициенты $c_n^{(k)(1)}$ ($k = \overline{1,4}$) и $c_n^{(s)(0)}$ ($s = 1,2$).

На заключительном этапе, полученные соотношения подставляются в условие (2). В результате удается построить итерационный процесс вычисления не-

известных коэффициентов $c_n^{(s)(0)}$ ($s=1,2$), в нулевой итерации которого полагается $\tilde{C}_n^{(s)} = 0$ ($s=1,2$).

После нахождения искоемых коэффициентов разложения, определяются дополнительные напряжения на всех контурах по формулам:

$$\begin{aligned}\sigma_r^{(1)} &= \operatorname{Re} \left\{ \varphi_1'(z) - e^{2i\theta} \left[(\bar{z} - z)\varphi_1'(z) - z'\varphi_1'(z) + \chi_1'(z) \right] \right\} \\ \sigma_\theta^{(1)} &= \operatorname{Re} \left\{ e^{2i\theta} \left[(\bar{z} - z)\varphi_1'(z) - z'\varphi_1'(z) + \chi_1'(z) \right] + 2\varphi_1'(z) \right\} \\ \tau_{r\theta}^{(1)} &= \operatorname{Im} \left\{ e^{2i\theta} \left[(\bar{z} - z)\varphi_1''(z) - z'\varphi_1'(z) + \chi_1'(z) \right] \right\}\end{aligned}$$

Найденные дополнительные напряжения суммируются с соответствующими начальными напряжениями.

На основе полученного решения разработан полный алгоритм, и в настоящее время составляется программное обеспечение.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мусхелишвили И.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. М., «Наука», 1966.
2. Шерман Д.И. Об одном методе решения некоторых задач теории упругости для двухсвязных областей. – «ДАН СССР», 1947.
3. Фотиева Н.Н., Козлов А.Н. Расчет крепи параллельных выработок в сейсмических районах. – М.: Недра, 1992.

УДК 622.28

Саммаль С.А. Тульский государственный университет. Россия

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ НАПРЯЖЕННОГО СОСТОЯНИЯ ОБДЕЛОК ТОННЕЛЕЙ ПРОИЗВОЛЬНОГО ПОПЕРЕЧНОГО СЕЧЕНИЯ ПРИ ДИНАМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЯХ

С целью математического моделирования напряженного состояния обделок тоннелей произвольного поперечного сечения при динамических воздействиях рассматривается плоская стационарная динамическая задача теории упругости о распространении плоской продольной волны сжатия или сдвига в однородной изотропной линейно - деформируемой среде, ослабленной отверстием произвольной формы, подкрепленным кольцом из другого материала. Предполагается, что падающая волна является гармонической, имеет круговую частоту $\tilde{\omega}_0$ и

распространяется по оси Ox' , составляющей произвольный угол β с вертикальной осью Ox (рис. 1).

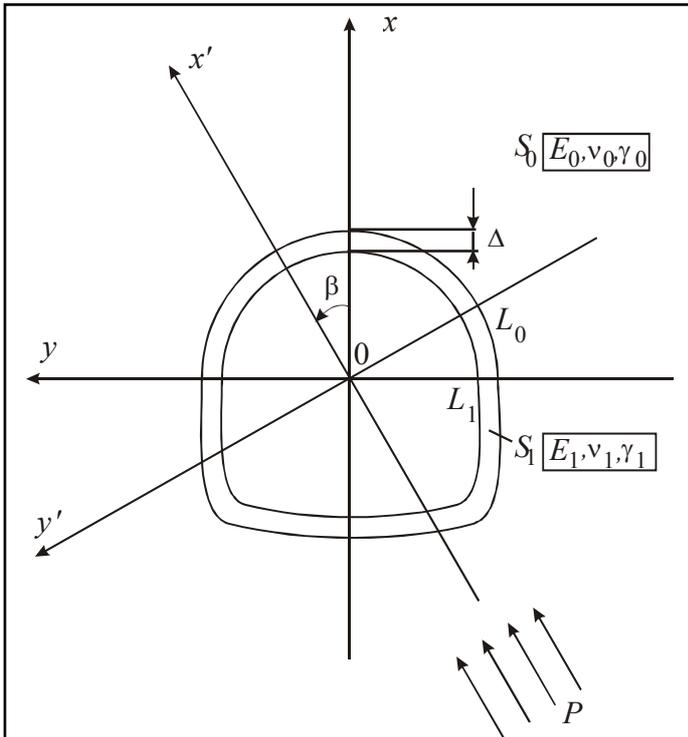


Рис. 1. Расчетная схема

Здесь однородная изотропная среда S_0 , обладающая удельным весом γ_0 и деформационными характеристиками – модулем деформации E_0 и коэффициентом Пуассона ν_0 моделирует массив пород. Кольцо S_1 толщиной Δ , ограниченное контурами L_0 и L_1 , материал которого имеет удельный вес γ_1 и деформационные характеристики E_1, ν_1 , моделирует обделку тоннеля.

Кольцо S_1 и среда S_0 деформируются совместно, то есть на линии контакта L_0 выполняются условия непрерывности векторов смещений и напряжений. Внут-

ренний контур кольца L_1 свободен от внешних сил.

Таким образом, граничные условия имеют вид:
на L_0

$$\bar{U}^{(1)} = \bar{U}^{(0)}; \quad (1)$$

$$\sigma_n^{(1)} = \sigma_n^{(0)}, \tau_{ns}^{(1)} = \tau_{ns}^{(0)}, \quad (2)$$

- на L_1

$$\sigma_n^{(1)} = 0, \tau_{ns}^{(1)} = 0 \quad (3)$$

где $\bar{U}^{(j)}(U_r, U_\theta)$ - векторы смещений соответствующих граничных точек, принадлежащих контактирующим областям S_j ($j = 0, 1$); $\sigma_n^{(j)}, \tau_{ns}^{(j)}$ - соответственно нормальные и касательные напряжения.

Для решения поставленных динамических задач теории упругости вводятся потенциалы $\tilde{\varphi}^{(j)}$ и $\tilde{\psi}^{(j)}$, связанные с напряжениями и смещениями областей S_j ($j = 0, 1$), которые должны удовлетворять волновым уравнениям Гельмгольца:

$$(\nabla^2 + \omega_j^2 \xi_j^2) \tilde{\varphi}^{(j)} = 0; \quad (\nabla^2 + \omega_j^2) \tilde{\psi}^{(j)} = 0 \quad (4)$$

где ∇^2 - оператор Лапласа, ξ_j ($j=0, 1$) - отношение скоростей распространения волн сдвига $c_2^{(j)}$ и сжатия $c_1^{(j)}$ в среде S_0 ($j=0$) и области S_1 ($j=1$), выражающееся формулой ($j=0, 1$):

$$\xi_j = \sqrt{\frac{1-2\nu_j}{2(1-\nu_j)}}; \quad (5)$$

здесь ω_j - безразмерная частота колебаний частиц в области S_j ($j=0, 1$), определяющаяся формулой $\omega_j = \tilde{R}\tilde{\omega}/c_2^{(j)}$.

Как известно, решение уравнений (4), имеющее физический смысл, получается после умножения найденных из них потенциалов $\tilde{\varphi}^{(j)}$, $\tilde{\psi}^{(j)}$ на $e^{-i\tilde{\omega}t}$ (t - время, с) и выделения действительной части.

Полные напряжения и смещения в среде S_0 представляются как суммы напряжений $\sigma^{(0)(0)}$ и смещений $U^{(0)(0)}$ в падающей волне (в среде без подкрепленного отверстия) и дополнительных напряжений $\tilde{\sigma}^{(0)}$ и смещений $\tilde{U}^{(0)}$, вызванных распространением волн, отраженных от границы L_0 , то есть

$$\sigma^{(0)} = \sigma^{(0)(0)} + \tilde{\sigma}^{(0)}; \quad U^{(0)} = U^{(0)(0)} + \tilde{U}^{(0)}, \quad (6)$$

здесь символом σ обозначены все компоненты тензора напряжений, а символом U - составляющие вектора смещений.

Таким образом, полным напряжениям и смещениям в среде S_0 в окрестности кольца S_1 соответствуют суммы потенциалов падающей и отраженных волн т.е.

$$\varphi^{(0)} = \varphi^{(0)(0)} + \tilde{\varphi}^{(0)}, \quad \psi^{(0)} = \psi^{(0)(0)} + \tilde{\psi}^{(0)}. \quad (7)$$

Далее, вводя для сохранения общности записи обозначения

$$\varphi^{(1)} = \tilde{\varphi}^{(1)}; \quad \psi^{(1)} = \tilde{\psi}^{(1)}, \quad (8)$$

удается воспользоваться известными формулами для напряжений и смещений в областях S_j ($j=0, 1$) в полярной системе координат r, θ (r - безразмерный радиус $r = \tilde{r}/\tilde{R}$).

После перехода к полярной системе координат с помощью известных формул преобразования напряжений условия (1), (2) могут быть представлены вы-

ражениями вида ($j = 0, 1$):

$$\sum_{m=j}^1 (-1)^{m+1} (\sigma_r^{(m)} + \tilde{C}_j (\sigma_r^{(m)} - \sigma_\theta^{(m)}) + 2\tilde{S}_j \tau_{r\theta}^{(m)}) = 0;$$

$$\sum_{m=j}^1 (-1)^{m+1} (\tau_{r\theta}^{(1)} - \tilde{S}_j (\sigma_r^{(1)} - \sigma_\theta^{(1)}) + 2\tilde{C}_j \tau_{r\theta}^{(1)}) = 0; \quad (9)$$

где $\tilde{C}_j = \frac{1}{2}(\cos 2\alpha_j - 1)$, $\tilde{S}_j = \frac{1}{2} \sin 2\alpha_j$, α_j - соответствующий угол между радиальным направлением и направлением внешней нормали к контуру L_j ($j = 0, 1$).

Далее, для решения поставленных динамических задач применен метод возмущения формы границы. С этой целью с помощью рациональной функции $\tilde{\omega}(\zeta)$ производится конформное отображение внешности круга радиуса $R_1 < 1$ в плоскости переменного ζ ($\zeta = re^{i\gamma}$) на внешность контура L_1 в плоскости z таким образом, чтобы контуру L_0 заданной формы в плоскости z ($z = re^{i\theta}$) соответствовала окружность единичного радиуса $R_0 = 1$.

Отображающая функция представляется в виде

$$\Omega(\zeta) = \frac{\tilde{\omega}(\zeta)}{\tilde{R}} = \zeta + \varepsilon f(\zeta), \quad (10)$$

где

$$f(\zeta) = \sum_{v=1}^k \eta_v \zeta^{1-v},$$

ε - малый вещественный параметр, изменяющийся в интервале $0 < \varepsilon < 1$, характеризующий степень отклонения формы внутреннего контура кольца от круговой, k - число членов ряда отображающей функции, необходимое для обеспечения требуемой точности конформного преобразования (ранее было показано, что для достижения приемлемой точности достаточно принимать $k = 5$).

С помощью формулы (10) переменные r и θ , а также все используемые при решении задачи функции этих переменных можно представить в виде рядов по степеням ε

$$x = \sum_{n=0s=-kn}^{\infty} \sum_{s=-kn}^{kn} x_{n,s} e^{is\gamma} \varepsilon^n, \quad (11)$$

где величина x задается своими коэффициентами разложения $x_{n,s}$, причем $x_{0,0}$ принимает значения либо 0, либо 1.

Представление вида (11) позволяет производить все основные операции с

рассматриваемыми величинами: умножение, деление, сложение и т.д.

С целью облегчения дальнейших преобразований на первом этапе решения искомые потенциалы (7), (8) представляются в форме разложений (11) по степеням $e^{i\theta}$.

Так, потенциалы падающей волны представляются в общем (для обеих рассмотренных задач) виде

$$\begin{aligned}\varphi^{(0)(0)}(r, \theta) &= \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-\infty}^{\infty} \varepsilon^n \varphi_{n,s}^{(1)(0)} J_s(\omega_0 \xi_0 r) e^{is\theta}, \\ \psi^{(0)(0)}(r, \theta) &= \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-\infty}^{\infty} \varepsilon^n \psi_{n,s}^{(1)(0)} J_s(\omega_0 r) e^{is\theta},\end{aligned}\quad (12)$$

где $\varphi_{n,s}^{(1)(0)}$, $\psi_{n,s}^{(1)(0)}$ - коэффициенты, задаваемые в каждом n -ном приближении.

В свою очередь, потенциалы в отраженной волне записываются в форме

$$\begin{aligned}\tilde{\varphi}^{(0)}(r, \theta) &= \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-\infty}^{\infty} \varepsilon^n \varphi_{n,s}^{(2)(0)} H_s(\omega_0 \xi_0 r) e^{is\theta}, \\ \tilde{\psi}^{(0)}(r, \theta) &= \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-\infty}^{\infty} \varepsilon^n \psi_{n,s}^{(2)(0)} H_s(\omega_0 r) e^{is\theta},\end{aligned}\quad (13)$$

где $\varphi_{n,s}^{(2)(0)}$, $\psi_{n,s}^{(2)(0)}$ - неизвестные коэффициенты n -ного приближения, подлежащие определению.

Наконец, принимая во внимание, что $H_n(z) = J_n(z) + iY_n(z)$, выражения для потенциалов в среде S_0 ($j = 0$) и в кольце S_1 ($j = 1$) представляются в виде

$$\varphi^{(j)}(r, \theta) = \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-N}^N \varphi_{n,s}^{(1)(j)} J_s(\omega_j \xi_j r) e^{is\theta} + \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-\infty}^{\infty} \varepsilon^n \varphi_{n,s}^{(2)(j)} H_s(\omega_j \xi_j r) e^{is\theta},\quad (14)$$

$$\psi^{(j)}(r, \theta) = \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-N}^N \psi_{n,s}^{(1)(j)} J_s(\omega_j r) e^{is\theta} + \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-\infty}^{\infty} \varepsilon^n \psi_{n,s}^{(2)(j)} H_s(\omega_j r) e^{is\theta}.$$

Далее на основании (10), (11) вводятся следующие функции ($j = 0, 1$):

$$a^{(j)} = \left[\frac{\Omega(\zeta)}{\zeta} - 1 \right] \Big|_{\zeta=R_j\sigma} = \left[\frac{\Omega(R_j\sigma)}{R_j\sigma} - 1 \right] = \sum_{s=-k}^{-1} \varepsilon \eta_{-s} R_j^s e^{is\gamma} = \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-kn}^{kn} \varepsilon^n a_{n,s}^{(j)} e^{is\gamma},$$

$$b^{(j)} = [\Omega'(\zeta)]_{\zeta=R_j\sigma} - 1 = \Omega'(R_j\sigma) - 1 = \sum_{s=-k}^{-1} \varepsilon(1+s)\eta_{-s} R_j^s e^{s\gamma} = \sum_{n=0}^{\infty} \sum_{s=-kn}^{kn} \varepsilon^n b_{n,s}^{(j)} e^{is\gamma},$$

где коэффициенты $a_{n,s}^{(j)}, b_{n,s}^{(j)}$ определяются выражениями:

$$a_{n,s}^{(j)} = \begin{cases} R_j^s \eta_{-s} & \text{при } n=1; -k \leq s < 0 \\ 0 & \text{при остальных значениях } n, s \end{cases},$$

$$b_{n,s}^{(j)} = \begin{cases} (s+1)R_j^s \eta_{-s} & \text{при } n=1; -k \leq s < 0 \\ 0 & \text{при остальных значениях } n, s \end{cases},$$

В результате, используя представления

$$r_j = |\Omega(\zeta)|_{\rho=R_j} = R_j \sqrt{1 + a^{(j)} + \bar{a}^{(j)} + a^{(j)} \bar{a}^{(j)}}, \quad (15)$$

$$\theta_j = \gamma_j + \frac{1}{2i} \sum_{\nu=1}^{\infty} \frac{(-\bar{a}^{(j)})^{\nu} - (-a^{(j)})^{\nu}}{\nu}$$

удаётся воспользоваться известным приемом разложения произвольной функции $\Phi(r, \theta)$ в ряд Тейлора:

$$\Phi(r, \theta) = \sum_{n=0}^{\infty} \frac{1}{n!} \left[(r - \rho) \frac{\partial}{\partial \rho} + (\theta - \gamma) \frac{\partial}{\partial \gamma} \right]^n \Phi(\rho, \gamma). \quad (16)$$

Таким образом, следуя методу возмущения формы границы, построение разрешающих уравнений относительно величин $\varphi_{n,s}^{(m)(j)}, \psi_{n,s}^{(m)(j)}$ (при этом учитывается, что, как было указано выше, величины $\varphi_{n,s}^{(1)(0)}, \psi_{n,s}^{(1)(0)}$ являются известными) осуществляется путем последовательной подстановки представлений (12)-(14) в известные формулы для напряжений и смещений, а затем - в условия (9). Далее, в результате использования приема разложения полученных выражений в ряды (16) при $\rho = R_q$ ($q = 0, 1$) и последующего приравнивания в правых и левых частях образованных равенств коэффициентов при одинаковых степенях параметров $\varepsilon, e^{i\gamma}$, удаётся построить итерационный процесс, в каждом n -ном приближении которого составляется и решается s независимых систем размерностью 6×6 линейных алгебраических уравнений относительно искоемых коэффициентов $\varphi_{n,s}^{(2)(0)}, \psi_{n,s}^{(2)(0)}, \varphi_{n,s}^{(r)(1)}, \psi_{n,s}^{(r)(1)}$ ($r = 1, 2$) с правыми частями, уточняемыми на основе предыдущих итераций.

Найденные коэффициенты разложения потенциалов позволяют перейти к определению напряженно-деформированного состояния областей S_j ($j = 0,1$).

Таким образом, существенным преимуществом описанного решения является то, что, будучи основанным на получении рекуррентных соотношений, оно позволяет построить итерационный процесс вычисления искомых коэффициентов разложения потенциалов, рассматривая любое количество приближений, обеспечивая необходимую точность расчета.

Описанное решение реализовано в виде компьютерного программного комплекса, позволяющего производить эффективные расчеты с целью определения максимальных по абсолютной величине динамических напряжений, возникающих в обделке за все время прохождения волны.

УДК 622.28

Масленников С.А., ассистент каф. ППГС и СМ, ШИ (Ф) ЮРГТУ (НПИ)

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРИМЕНЕНИЯ БЕТОНОВ С ПОВЫШЕННЫМ МОДУЛЕМ ДЕФОРМАЦИИ В ЧУГУННО-БЕТОННОЙ КРЕПИ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Рассмотрен вопрос экономической эффективности применения при строительстве вертикальных стволов, закрепляемых чугунно-бетонной крепью, бетонов с повышенным модулем деформации.

Для оценки экономической эффективности применения в комбинированной чугунно-бетонной крепи бетонов с повышенным модулем деформации были выделены наиболее распространённые условия сооружения стволов с указанной крепью, и для них выполнен соответствующий расчёт. Сравнивались варианты замены обычного бетона с толщиной слоя 0,5; 0,6; 0,7 м, на, дающий при применении равную или большую суммарную несущую способность крепи, высокомодульный, с толщиной слоя соответственно, - 0,3, 0,35, 0,4 м, при диаметре стволов в свету от 6 до 9 м, проходимых в породах прочностью по шкале проф. Протодьяконова $f=2-3$; 4-6; 7-9. При расчёте предполагалось, что экономия средств будет происходить за счёт уменьшения:

1. объёма используемых материалов (бетона);
2. объёмов выполнения работ (по разрушению породы, бурению, погрузке);
3. сроков строительства.

Изучая экономический эффект от внедрения предлагаемых конструктивных и технологических решений, в указанном выше порядке, были получены следующие результаты.

1. Экономия средств от сокращения объёма бетона с толщиной слоя в пределах от 0,5 до 0,7 м для обычных и 0,25 до 0,35 м для высокомодульных (с учё-

том стоимости цементно-песчаного раствора укладываемого в монтажный зазор), показана на рис. 1. Стоимость бетона определялась как средневзвешенная по 11 крупнейшим заводам, производящим его в Московской и прилегающих областях (базовая группа районов).

2. Экономический эффект от снижения объёмов работ и соответственно трудоёмкости возведения ствола охарактеризуем:

- снижением накладных расходов за счёт сокращения трудоёмкости работ и затрат на основную заработную плату

$$\mathcal{E}_n = \mathcal{E}_{н.т.} + \mathcal{E}_{н.з.}$$

- снижения себестоимости работ

$$\mathcal{E}_c = (C_t - C_1)A_t$$

где $\mathcal{E}_{н.т.}$ - экономия накладных расходов от сокращения трудоёмкости работ, руб.;

$\mathcal{E}_{н.з.}$ - экономия накладных расходов от сокращения основной заработной платы, руб.;

C_t - сметная стоимость и себестоимость единицы объёма работы в t – м году;

C_1 - сметная стоимость в году, предшествующем внедрению новых решений, руб.;

A_t - объём данного вида работ в t – м году.

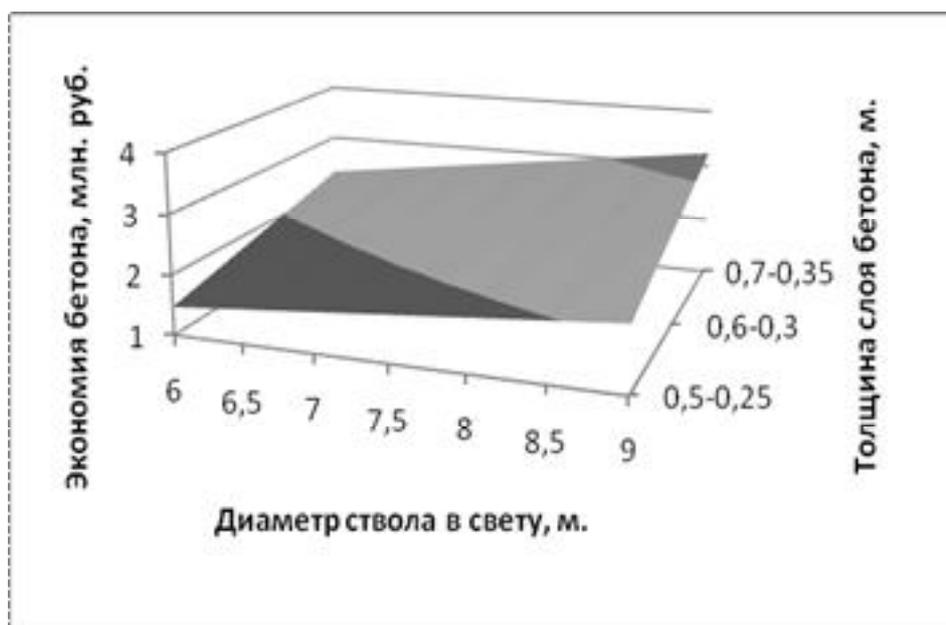


Рис. 1. Зависимость экономии затрат на бетон от диаметра и толщины слоя, рассчитанная для участка высотой 100 м

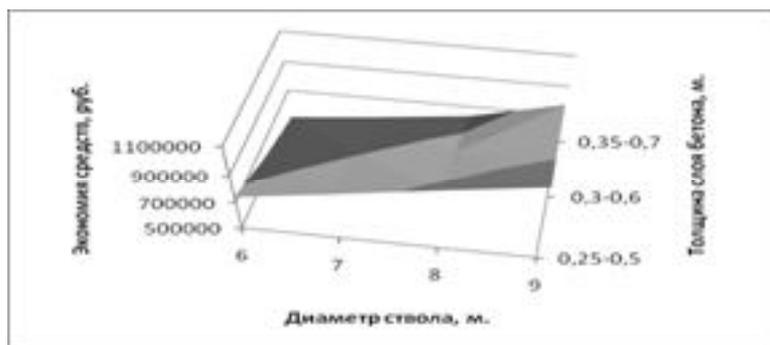


Рис. 2. Зависимость снижения накладных расходов и затрат на основную заработную плату от диаметра ствола и толщины слоя бетона Э_н

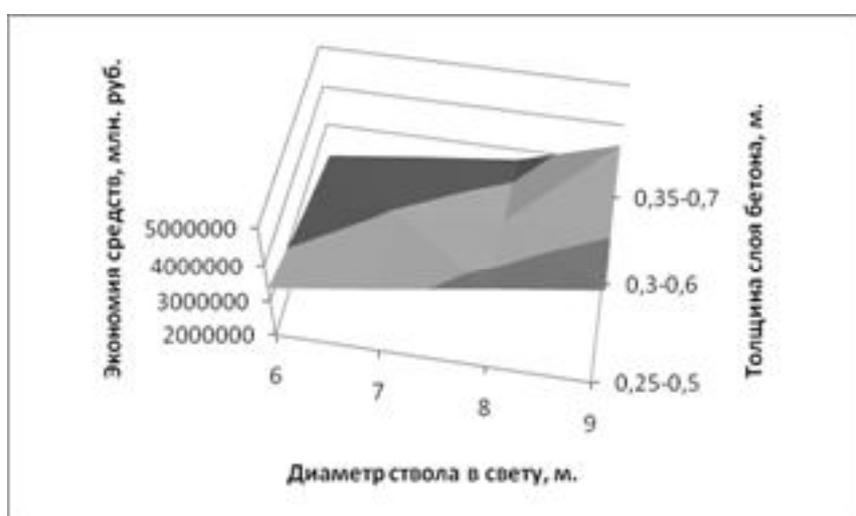


Рис. 3. Зависимость снижения себестоимости работ от диаметра ствола и толщины слоя бетона Э_с

Полученные по указанным формулам результаты для предложенных конструктивных решений представлены на рис. 2 и 3.

Экономический эффект от сокращения срока строительства охарактеризуем коэффициентом Э_т:

$$\mathcal{E}_t = \mathcal{E}_s + \mathcal{E}_y$$

где Э_с - единовременный эффект получаемый от ускорения ввода в действие, руб.;

Э_у - эффект, получаемый от снижения условно-постоянных накладных расходов, руб.

Суммарный экономический эффект по всем перечисленным позициям, выведенные для указанного ряда замен и характеризующий сокращение затрат на участке ствола высотой 100 м представлены на рис. 5.

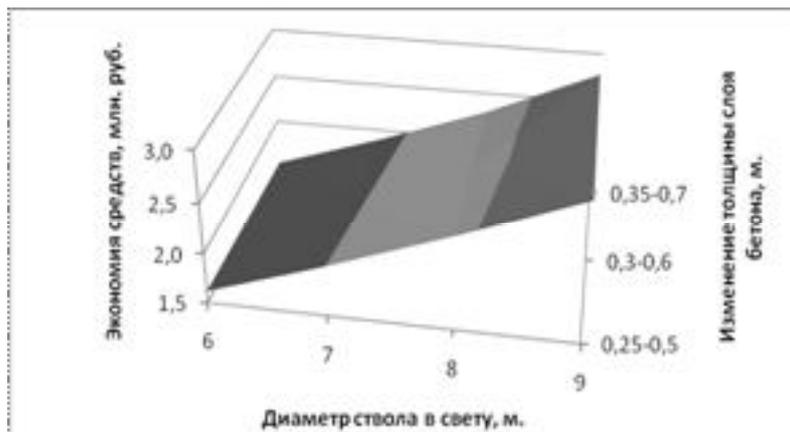


Рис. 4. Зависимость изменения величины экономического эффекта от сокращения срока строительства \mathcal{E}_m

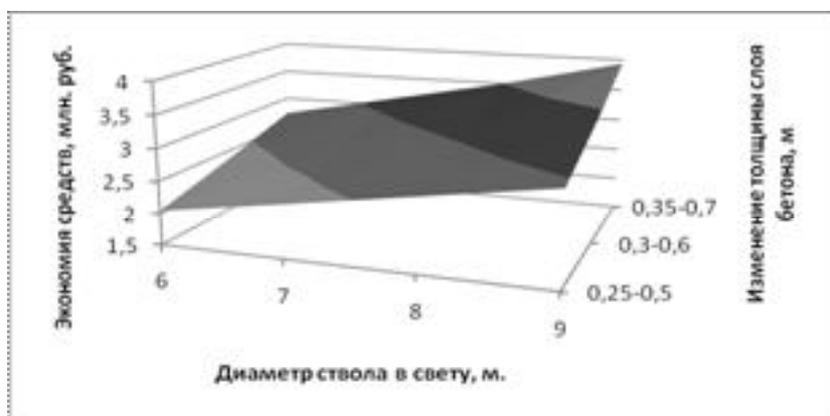


Рис. 5. Экономия средств при замене обычного бетона высокомодульным, при проходке стволов в породах крепостью $f=2-3$

По результатам проведённого исследования были сделаны следующие выводы:

1. Замена обычного бетона высокомодульным позволяет уменьшить его расход в 1,5-2,7 раза, в зависимости от принятых конструктивных решений и условий проходки.

2. Экономия средств от уменьшения объёмов работ и соответственно трудоёмкости возведения ствола, оцениваемая снижением накладных расходов и себестоимости работ, колеблется от 300 тыс. до 1 млн. на 1000 м ствола.

3. Экономия средств от уменьшения сроков строительства стволов изменяется в пределах от 1,7 до 4 млн. руб. на 1000 м.

4. Суммарная экономия по перечисленным факторам, при их различном сочетании, может достигать 4,5 млн. руб. на 100 м ствола.

5. Предлагаемый подход к проектированию комбинированных чугунно-бетонных крепей является экономически целесообразным и позволяет достичь значительной экономии средств и материалов.

УДК 622.831.3.02

*Иванов А. С., ас. кафедры высшей математики, Сидельник А.В., ст. кафедры строительства и геомеханики.,
Национальный горный университет Днепропетровск*

ВЛИЯНИЕ СКОРОСТИ ОТРАБОТКИ ЛАВЫ НА ТЕХНИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ЛАВ В АНТРАЦИТОВЫХ ШАХТАХ ДОНБАССА

Актуальность. Интенсивно повышается спрос на высокоэнергетические виды топлива в Украине, это предопределяет все более интенсивную отработку угольных пластов Донбасса. Проблема управления кровлей в лавах с учетом всех норм техники безопасности при сохранении эффективности добычи является одной из наиболее важных вопросов на сегодня. При росте темпов проходки геомеханическая ситуация становится непредсказуемой и может привести к динамическим явлениям, которые будут подобны к сейсмическим. С ростом скорости подвигания забоя, породный массив изменяет свои характеристики, шаг обрушения пород кровли увеличивается. Это в первую очередь касается шахт восточных областей Украины.

Цель данной работы заключается в более детальном анализе факторов, что влияет на шаг обрушения пород кровли шахт Донецкой и Луганской областей.

Выбор объекта исследований. Объект исследования – критический размер выработанного пространства, при котором происходит обрушение пород кровли за лавой, то есть шаг обрушения основной кровли. Исследуется как первичное (генеральное) обрушение, так и циклическое (постоянное) что происходит с определенной периодичностью во время развития очистных работ. Шаг обрушения основной кровли достаточно объективно отображает геомеханические процессы, которые происходят при развитии очистных работ, и не нуждается в специальных наблюдениях и традиционно фиксируется в шахтной документации.

Методика сбора статистической информации. Анализ данных выполнялся для шахт Донецкой и Луганской областей (ДП «Снежноеантрацит», ДП «Шахтерскантрацит», ДП «Антрацит», ДП «Торезантрацит», ДП «Свердловантрацит», ДП «Ровенькиантрацит»).

Для каждой из исследованных лав, которые анализируются, указывалось: наименование пласта, геометрические характеристики лавы (длина, мощность и угол падения пласту), способ охраны конвейерного и вентиляционного штрека, мощность, и коэффициент прочности пород кровли, параметры трещиноватости пород кровли скорость подвигания забоя лавы, величина шага обрушения пород кровли лавы (генерального и установленного), глубину отработки, объемный вес пород, величину пучения пород почвы, и

проч. Всего получено фактических данных по 14 шахтам. Диапазон глубин составляет от 140 до 1270м, диапазон скоростей отработки лавы – 12-105 м/мес.

Как указывалось выше, основной целью анализа является установление связей между скоростью подвигания очистного забоя и величиной шага обрушения. Обобщение данных по шахтам показано на (рис.1), что имеет место общая тенденция: при увеличении скорости выемки угля величина шага генерального обрушения увеличивается.

Корреляционная зависимость имеет вид медленно растущей ступенчатой функции. Для установленного шага обрушения зависимость между величинами, которые исследуются, менее выраженная.

Очевидно, что корреляционное поле в данном случае составили точки, которые характеризуют не однородные объекты. Действительно, шахты рассредоточены на значительной площади, характеризуются разными горно-геологическими условиями, в том числе и разной степенью метаморфизации угля и пород.

Поэтому для более точного и детального анализа шахты были сгруппированы по территориальному признаку (рис.2).

Для каждой из групп построены корреляционные зависимости между шагом обрушения (генерального и установленного) и скорости подвигания забоя лавы

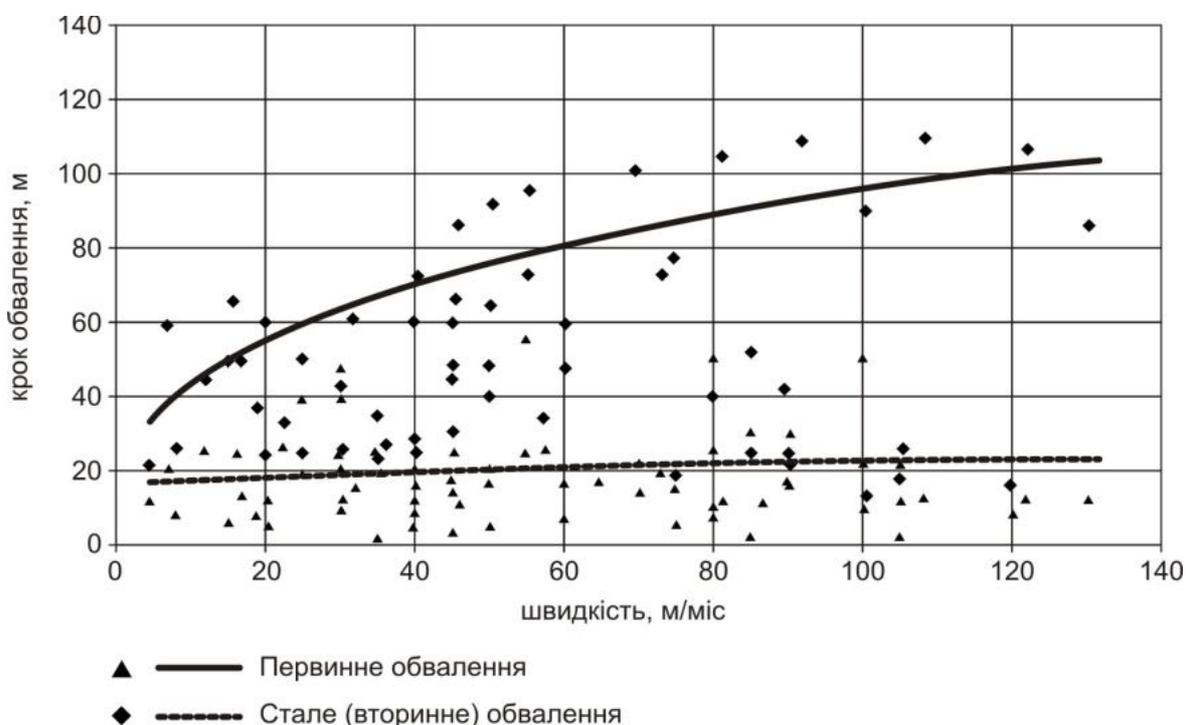


Рис. 1. Зависимость шага обрушения пород кровли в лаве от скорости подвигания очистного забоя

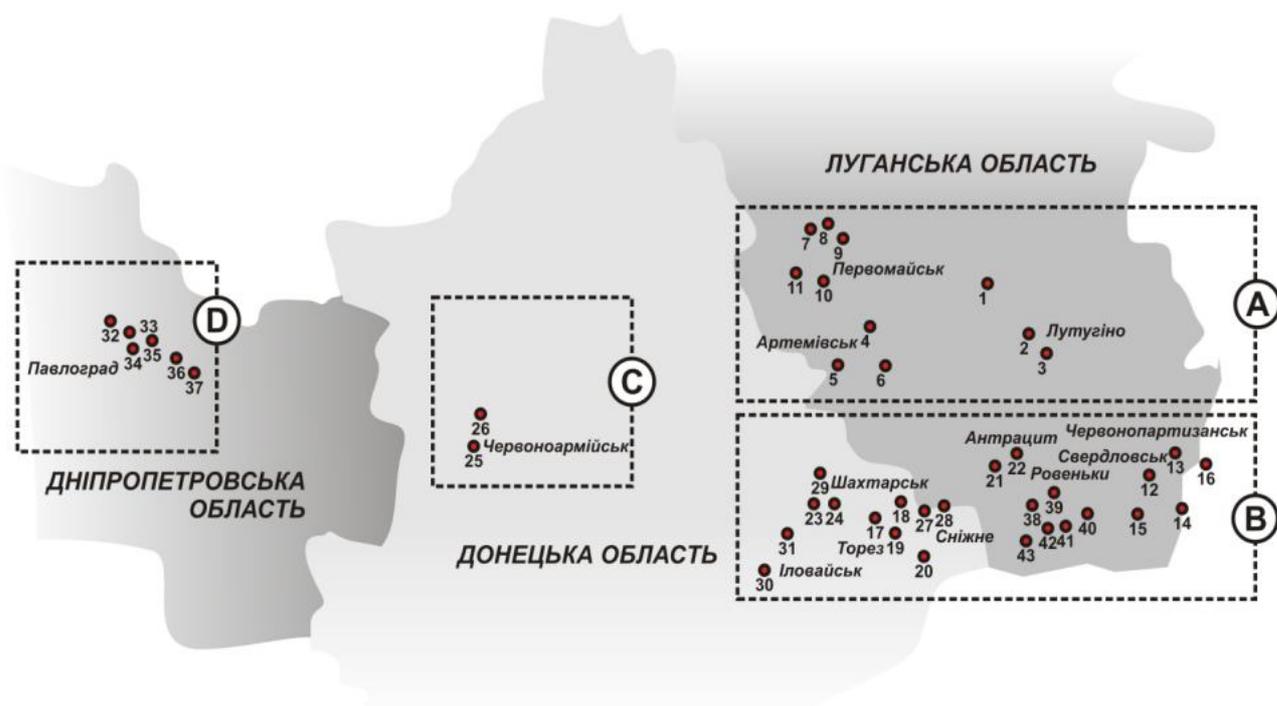


Рис. 2. Группы шахт

Результаты анализа. Для более детального анализа избрана группа шахт с высокой степенью метаморфизма пород и большим диапазоном глубин – группа А. Данные по этой группе были проанализированы по величине комплексного показателя горно-геологических условий разработки:

$$\Omega = \frac{\gamma \cdot H}{10 \cdot R_c \cdot k_c}, \quad (1)$$

где γ – объемный вес пород кровли; H – глубина отработки; R_c – предел прочности пород кровли на одноосное сжатие; k_c – коэффициент структурного ослабления.

На рис.3 видно, что на величину генерального обрушения скорость выемки угля наибольшее влияние совершает в случае, когда показатель разработки Ω составляет = 5,7-7,0 (кривая 3). Поскольку прочность вмещающих пород и параметры трещиноватости для данной группы пластов изменяется незначительной мерой, можно отметить, что выраженное влияние скорости подвигания забоя на процесс первичного обрушения кровли имеет место на глубине 500-900 м для условий шахт группы В. Соответственно зависимость (рис.3, кривая 3) имеет нелинейный характер.

При установленном обрушении (рис.4) влияние скорости подвигания не настолько выражено, но однозначно имеет место для указанного диапазона глубин разработки.

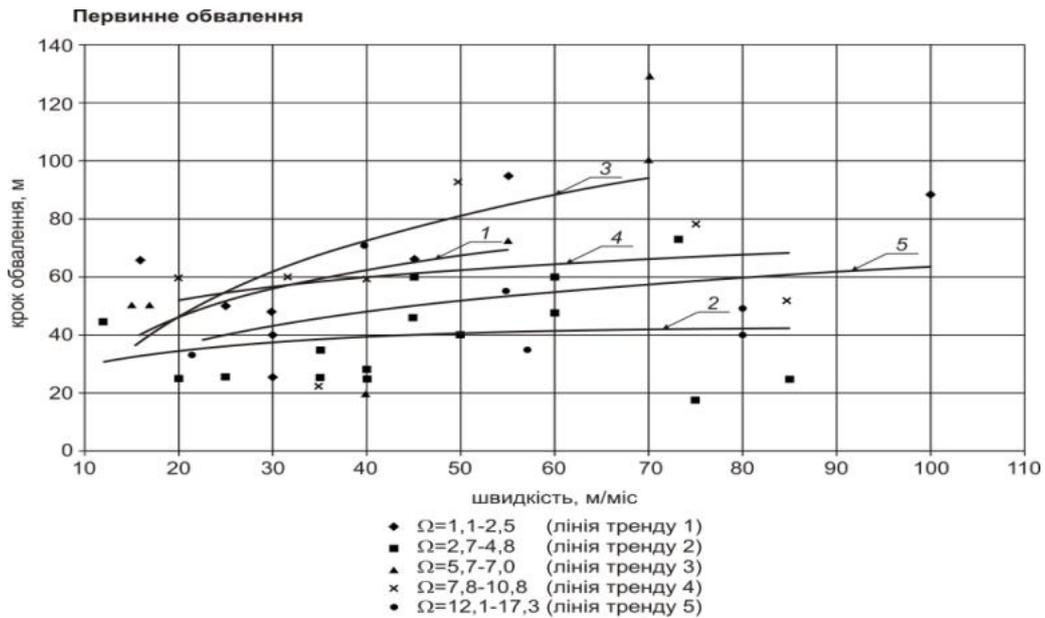


Рис.3. Графики зависимости шага обрушения от скорости подвигания забоя лавы в зависимости от показателя разработки для группы В.

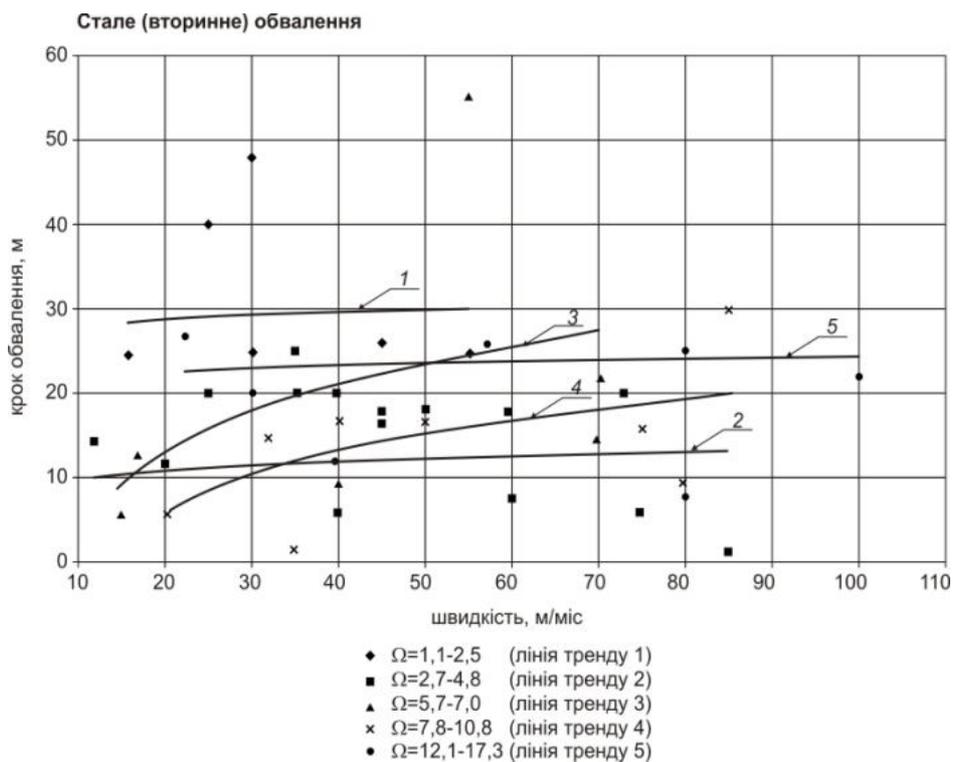


Рис.4. Графики зависимости шага обрушения от скорости подвигания забоя лавы в зависимости от показателя разработки для группы В.

Если построить подобный график для всей совокупности шахт, которые рассматриваются, отслеживается аналогичная тенденция: для установленного обрушения зависимость более выражена для диапазона параметру $\Omega = 5,7-9,0$ и имеет нелинейный характер.

ВЫВОДЫ

1. Выделенная группа шахт (группа В, рис.2), для которой рост темпа очистных работ обуславливает существенное увеличение критического размера выработанного пространства, то есть шагу обрушения пород кровли (рис.3).

2. Для данной группы шахт при условии генерального (первичного) и циклического (постоянного) обрушения указанная зависимость имеет вид монотонно растущей нелинейной функции. Да, при росте скорости подвигания забоя от 20 до 100 м/мес., размер пролета зависящей кровли при циклическом обрушении увеличивается от 10 до 50 м, то есть в 5 раз.

3. Более детальный анализ показал, что влияние темпа очистных работ зависит от условий разработки: в наибольшей степени интенсификация работ влияет на состояние пород в диапазоне глубин разработки 500-900м.

УДК 622. 235. 36

*Ищенко А.К., аспирант кафедры Строительства и геомеханики НГУ,
г.Днепропетровск, Украина*

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ВОДОТВЕРДОГО ОТНОШЕНИЯ И КОЭФФИЦИЕНТА ВСПУЧИВАНИЯ ПОВЕРХНОСТИ НА ОПТИМИЗАЦИЮ СОСТАВА ТВЕРДЕЮЩЕЙ СМЕСИ ДЛЯ ЗАБОЙКИ ШПУРОВЫХ И СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ

Введение. На современном этапе развития горных работ интенсификация производственных процессов добычи и переработки полезных ископаемых может быть реализована внедрением новой техники, технологии и совершенствование их на новом техническом уровне, позволяющих снизить себестоимость и энергоемкость товарной продукции. Отличительная особенность добычи полезных ископаемых в условиях шахт Донбасса – это увеличение глубины горных работ, что ведет к росту затрат на подготовку новых добычных горизонтов. Это обусловлено усложнением горнотехнических условий разработки и трудоемкостью ведения работ в забоях подготовительных выработок, проводимых в статически напряженном горном массиве, энергией взрыва. Поэтому, на современном этапе основным способом отбойки горных пород при проходке подготовительных выработок в этих условиях, все еще остается буровзрывной. Следовательно, особое значение приобретает правильность выбора и обоснование рациональных параметров новых способов отбойки горных пород и учете этих параметров в паспортах буровзрывных работ (БВР) в условиях повышенного горного давления.

Состояние вопроса. Исследованиями установлено [1-2], что важная роль в управлении интенсивностью дробления горных пород и запирания газообразных продуктов детонации (ГПД) при взрыве зарядов взрывчатых веществ (ВВ) принадлежит забойке. Она оказывает существенное влияние на эффективность и безопасность взрывного разрушения горных пород, увеличивает длительность начального давления и время воздействия ГПД на породу, уменьшая начальную скорость истечения ГПД из устья шпура, снижает выброс раскаленных продуктов детонации в призабойное пространство, что особенно важно при ведении взрывных работ в шахтах, опасных по газу и угольной пыли.

Цель работы – провести экспериментальные исследования в лабораторных условиях по оптимизации состава твердеющей смеси с учетом водотвердого отношения и коэффициента вспучивания поверхности.

Методика и результаты исследований. На управление выше описанными процессами существенное влияние оказывают свойства материала забойки и ее длина в конструкции заряда ВВ. Для решения этих важных проблем нами с коллективом специалистов Института геотехнической механики им. Н.С. Полякова НАН Украины разработаны новые составы твердеющих смесей для забойки шпуровых и скважинных зарядов и обоснованы оптимальные соотношения компонентов, входящих в состав смеси. Основным компонентом состава был выбран природный ангидрит (сульфат кальция – CaSO_4), как сопутствующее сырье при добыче гипса. А поскольку ставилась задача создать забоечный материал, способный в процессе затвердевания расширяться и оказывать дополнительное давление на стенки шпура, то в смесь ввели лигносульфонаты [3] – соли серной и лигносульфоновых кислот, являющиеся отходами сульфитного способа получения целлюлозы. Товарное название продукта – «Концентраты сульфито-дрожжевой бражки – КБТ, КБЖ». Разработанные составы имеют следующие соотношения компонентов, в массовых %, а именно:

1. Доломитовая пыль – 28,1 – 29,5
 Алюмокалиевые квасцы – 4,5 – 6,8
 Лигносульфонаты – 7,5 – 10,3
 Вода – 12,7 – 14,8
 Доменный шлак
 фракции $d_{фр.}=2,0-5,0$ мм – Остальное [4].
2. Алюмокалиевые квасцы – 10,1 – 13,4
 Вода – 15,4 – 23,0
 Лигносульфонаты – 7,5 – 10,3
 Природный ангидрит,
 содержащий 60% фракции $d_{фр.}=3-5$ мм
 и 40% хвосты (ил) – отходы обогащения угля
 фракции $d_{фр.}=0,25-0,5$ мм, влажностью 13-15% – Остальное [5];

Основная особенность этих составов состоит в том, что в разработке их использованы ингредиенты, являющиеся отходами переработки горнодобываю-

щего комплекса, деревоперерабатывающей и металлургической промышленности.

Обоснование рационального соотношения компонентов в составе смеси проводилось с использованием линейной модели планирования экспериментов при поиске оптимальных условий [6], которое оценивалось по водотвердому отношению и коэффициенту вспучивания поверхности.

Предварительные испытания показали, что твердеющие смеси по своему структурному составу представляют собой ячеистый материал, т.к. при их формировании важное значение оказывает совместное влияние доломитовой пыли и лигносульфонатов – в первом варианте, а во втором лигносульфонатов и хвостов – отходы обогащения угля. Полученные композиции при соединении между собой приведенными выше компонентами, образуют множество ячеек, которые соединяясь перекрывают и заполняют межфракционное пространство природного ангидрита или доменного шлака в смеси.

Структура ячеистого материала формируется во время вспучивания его от взаимодействия доломитовой пыли и хвостов с солями серной кислоты, являющиеся основой лигносульфонатов. Солевые растворы лигносульфонатов обволакивая частицы вяжущего – доломитовую пыль и хвосты, заполняют межфракционное поровое пространство, образуя ячейки, в которых протекает экзотермическая реакция, сопровождающаяся выделением тепла и углеводородных соединений с поризацией твердеющей смеси. В процессе взаимодействия компонентов смеси внутри ее образуются газовые пузырьки с увеличением количества и их размеров межфракционное расстояние уменьшается, а следовательно, утоньшаются межпоровые растворные стенки-перегородки, свойства которых в значительной мере влияют на качество формируемой структуры.

При недостаточном количестве воды в смеси и преобладании мелких фракций природного ангидрита или доменного шлака во время формирования структуры ячеистого материала межпоровые стенки недостаточно эластичны и прочны. Под давлением газа поры разрушаются, происходит их слияние и образуются газо-проводящие капилляры, по которым газ устремляется вверх и выделяется через поверхность вспучивающегося материала.

С целью изучения влияния газовой выделений на качество пор образующихся в растворной смеси в зависимости от различных технологических факторов, разработана новая методика с учетом известных методик, приведенных в работах [7, 8].

Отличительная особенность разработанной методики состоит в том, что для оценки влияния водотвердого отношения (В/Т) на коэффициент вспучивания поверхности ячеистых смесей при оптимизации составов в период их вспучивания до полного схватывания разработан специальный стенд, схема которого приведена на рис. 1

Суть ее заключается в следующем. При изучении степени вспучивания ячеистых твердеющих смесей подготовленный для исследований состав 1 (рис.1) помещают в модель 2 цилиндрической формы или куби-

ческой формы, с выбуренной в центре ее полости 3 диаметром равной диаметру шпура или скважины, на поверхность которой устанавливают поршневое устройство 4, а торцевая часть его находится в контакте с ножкой индикатора 5 часового типа ИЧ-10, закрепленного на штанге 6, который фиксируется винтом 7 в корпусе модели 2. В процессе формирования вспучивающейся твердеющей смеси кинетику процесса оценивали по показаниям индикатора 5 с интервалом в 15 мин., а замер температуры смеси осуществлялся термопарой 8. Наведенная ЭДС на головке термопары 8 передается по экранированному кабелю 9 в преобразователь напряжения 10. Преобразованный сигнал в виде разности потенциалов поступает на комбинированный цифровой прибор 11. По результатам предварительных замеров и тарировки измерительной аппаратуры составлялись тарировочные таблицы. Питание измерительной аппаратуры осуществлялось стабилизированным источником напряжения 12.

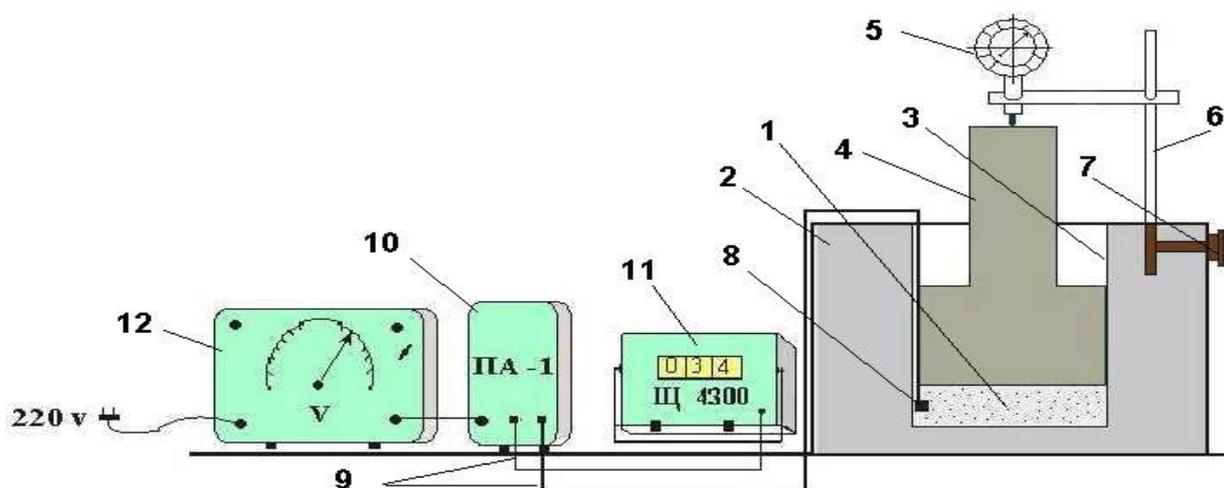


Рис. 1. Схема стенда для определения степени вспучивания и температуры ячеистой твердеющей смеси: 1 – твердеющая смесь; 2 – модель; 3 – цилиндрическая полость в модели; 4 – поршневое устройство; 5 – индикатор часового типа ИЧ-10; 6 – штанга; 7 – винт для крепления штанги в корпусе модели; 8 – термопара; 9 – экранирующий кабель; 10 – преобразователь напряжения ПА-1; 11 – комбинированный цифровой прибор Щ 4300; 12 – источник стабилизированного напряжения

Наведенная ЭДС на головке термопары 8 передается по экранированному кабелю 9 в преобразователь напряжения 10. Преобразованный сигнал в виде разности потенциалов поступает на комбинированный цифровой прибор 11. По результатам предварительных замеров и тарировки измерительной аппаратуры составлялись тарировочные таблицы. Питание измерительной аппаратуры осуществлялось стабилизированным источником напряжения 12.

Показания цифрового прибора анализировались с данными тарировочных таблиц, а результаты вносились в таблицу экспериментальных данных исследуемого процесса. Снятие показаний изменений объема при вспучивании смеси

осуществлялся с шагом 0,020С при изменении температуры внутри смеси. В момент начала эксперимента температура смеси составляла 26-28°С.

Предлагаемая методика дает возможность получить сведения о скорости и характере вспучивания ячеистой смеси в процессе газовыделения через поверхность, а также продолжительность всего процесса формирования макроструктуры ячеистого материала. Согласно разработанной методики можно контролировать процесс структурообразования ячеистого материала на стадии его вспучивания и определять оптимальные условия протекания данного процесса. За оптимальные условия вспучивания принимались такие показатели, при которых вспучивающаяся смесь имеет максимальный коэффициент вспучивания при минимальном газовыделении с поверхности и отсутствия осадка вспученной массы.

С использованием данной методики были проведены исследования и по результатам экспериментальных замеров построены зависимости влияния водотвердого отношения на коэффициент вспучивания поверхности от продолжительности исследуемого процесса во времени. Результаты испытаний для исследуемых смесей приведены на рис. 2.

Исследованиями установлено, что избыточное количество воды в растворе, чем необходимо для полной гидратации частиц ангидрита или доменного шлака снижает его вязкость, что нежелательно. Активизация этих процессов способствует прорыву газовых пузырьков, которые достигая поверхности смеси, лопаются и тем самым ухудшают структуру смеси, а это ведет к ее осадке и снижению физико-механических характеристик.

Приведенные в работе результаты исследований по двум составам разработанных смесей указывают на то, что отсутствие или минимальное газовыделение через поверхность может служить объективным критерием оценки условий взаимодействия процессов газовыделения и структурообразования исследуемой ячеистой смеси.

Результаты испытаний составов позволили установить оптимальный интервал В/Т отношения, который находился в пределах 0,12 - 0,17. Влияние водотвердого отношения оценивалось коэффициентом вспучивания, который определялся как отношение изменения объема смеси после вспучивания к начальному ее объему (высоте) в момент заливки в испытательную форму (модель).

Для выявления характера газовыделения через поверхность и его связи с коэффициентом вспучивания рассмотрим отдельные экспериментальные кривые (рис. 2, а, б, в), полученные для различных значений водотвердого отношения. Общий анализ кривых позволяет выделить два этапа формирования смеси:

I – газовыделение во время вспучивания смеси;

II – прекращение газовыделения, стабилизация вспучивания смеси и начало ее твердения.

Анализ приведенных кривых позволяет сделать вывод, что для конкретного состава смеси и условий ее формирования установлено определенное

оптимальное значение V/T , при котором наблюдаются максимальный прирост объема вспучиваемой массы, минимальное газовыделение через поверхность и отсутствие осадки. По величине интервала оптимального значения V/T можно судить о технологичности используемой смеси. Исследуемые составы смесей характеризуются очень узким интервалом оптимального V/T (0,12 - 0,17), следовательно, можно сказать, что оно не обеспечивает формирование высококачественной ячеистой смеси, так как увеличение или уменьшение V/T приводит к быстрой стабилизации процесса вспучивания, что и вызывает разрушение структуры материала и снижение его прочности.

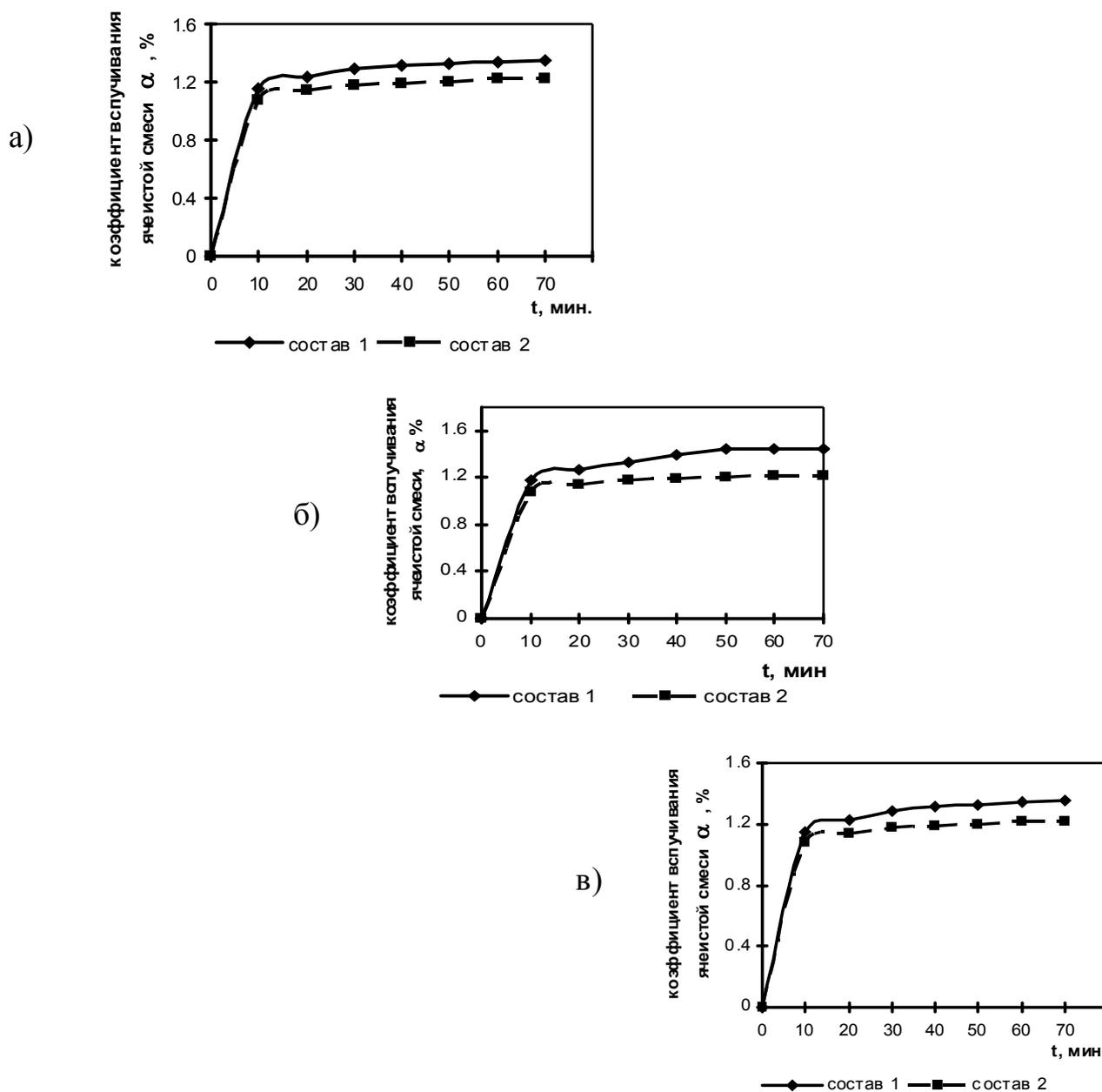


Рис. 2. Влияние водотвердого отношения V/T на коэффициент вспучивания (α) ячеистой смеси при: а - $V/T = 0,12$; б - $V/T = 0,15$; в - $V/T = 0,17$; 1 – кинетика вспучивания состава 1; 2 – кинетика вспучивания состава 2

Анализ приведенных кривых позволяет сделать вывод, что для конкретного состава смеси и условий ее формирования установлено определенное оптимальное значение V/T , при котором наблюдаются максимальный прирост объема вспучиваемой массы, минимальное газовыделение через поверхность и отсутствие осадки. По величине интервала оптимального значения V/T можно судить о технологичности используемой смеси. Исследуемые составы смесей характеризуются очень узким интервалом оптимального V/T (0,12 - 0,17), следовательно, можно сказать, что оно не обеспечивает формирование высококачественной ячеистой смеси, так как увеличение или уменьшение V/T приводит к быстрой стабилизации процесса вспучивания, что и вызывает разрушение структуры материала и снижение его прочности.

При низком содержании воды в смеси ($V/T = 0,12$; рис. 2, а) во время вспучивания не наблюдается интенсивное газовыделение через поверхность, что способствует оседанию ее, и процесс вспучивания прекращается.

На первом этапе существенное газовыделение можно объяснить тем, что в процессе формирования пористой структуры из-за пониженного количества воды в межпоровых стенках они недостаточно эластичны и разрушаются от газового давления в порах, а по образовавшимся капиллярам газ интенсивно выходит через поверхность. Но на первом этапе скорость газообразования внутри смеси значительно превосходит скорость газовыделения через поверхность, что и обуславливает прирост вспучиваемой смеси.

На втором этапе наблюдается резкое увеличение скорости газовыделения, которое приостанавливает процесс вспучивания и способствует ее стабилизации. Анализ этого процесса показывает, что на данном отрезке кривой скорость газовыделения через поверхность значительно превышает скорость газообразования. Активизация процесса газовыделения на втором этапе вызывает значительные разрушения структуры ячеистого материала, что ведет к стабилизации процесса вспучивания и начало ее твердения.

Анализ процесса при верхнем пределе содержания воды в смеси (при $V/T = 0,17$; рис. 2, в) показал, что резкое газовыделение через поверхность наблюдается в начале процесса вспучивания. Незначительное газовыделение на первом этапе указывает на то, что данное количество воды по сравнению с $V/T = 0,12$ улучшает процесс формирования пористой структуры смеси. Это можно объяснить тем, что при большом количестве воды смесь имеет незначительную вязкость и создаются благоприятные условия для всплытия газовых пузырьков, которые, достигнув поверхности, лопаются. По мере протекания процесса вспучивания вязкость повышается и газовыделение через поверхность снижается.

На рис. 2, б представлены кривые вспучивания поверхности при оптимальном количестве воды затворения $V/T = 0,15$. Как видно из рис. 2, б, объем образовавшегося газа и выделение его через поверхность увеличилось на 10-15 % , что позволяет интенсифицировать в начальный период процесс вспучивания смеси. Данное количество воды обеспечивает совпадение

процессов вспучивания и структурообразования, влияющие на качество ячеистого материала (рис. 3, а), в то время как при $V/T = 0,12$ материал получается со сплюснутыми порами (рис. 3, б) и в результате происходит осадка малопрочного сырца.

Анализ кривых кинетики вспучивания смеси за счет газовыделения через поверхность указывает на то, что по динамике газовыделений и объему выделившегося газа через поверхность вспучивающейся смеси нами правильно обосновано оптимальное количество воды для затворения ее.

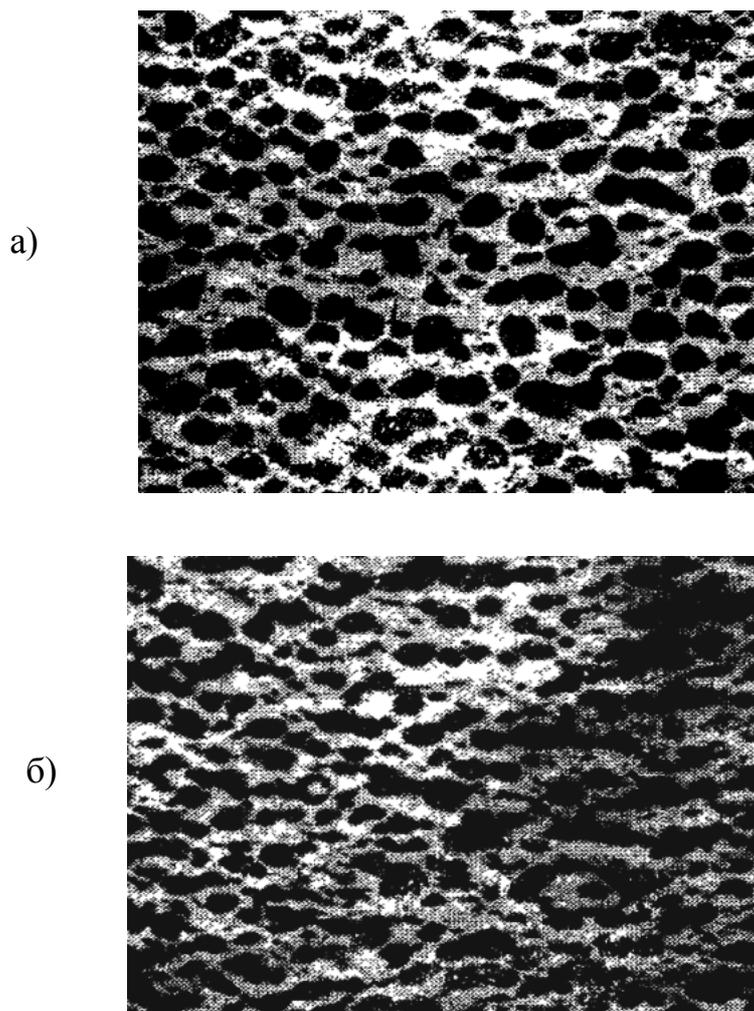


Рис. 3. Структура твердеющей ячеистой смеси при: а - $V/T = 0,15$; б - $V/T = 0,12$

ВЫВОДЫ

Разработанная методика и применяемая аппаратура позволяют глубоко изучать влияние различных технологических факторов на процесс формирования пористой структуры во время вспучивания ячеистой смеси. По результатам исследований установлено, что формирование структуры ячеистой смеси при газовыделении через поверхность протекает в два этапа:

1 этап – время интенсивного вспучивания;

2 этап – прекращение вспучивания смеси и ее твердение. Отсутствие промежуточного этапа вспучивания при газовыделении через поверхность указывает о правильном подходе к обоснованию нами рациональных соотношений компонентов входящих в состав ячеистой смеси. Согласно обоснованным соотношениям компонентов в составе смеси предоставляется возможность получить требуемые физико-механические характеристики забоечной смеси для шпуровых и скважинных зарядов, имеющее важное значение в решении задач взрывного дела, направленные на повышение эффективности управления взрывным разрушением крепких напряженных горных пород при проведении выработок в глубоких шахтах.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Ищенко К.С. Повышение эффективности взрывной проходки выработок на рудных шахтах/ К.С. Ищенко, В.Н. Коновал // *Металлургическая и горнорудная промышленность*. – 2006. – №6. – С.68-70.

2. Ищенко К.С. Исследования разрушения твердых сред зарядами ВВ различных конструкций / К.С. Ищенко // *Уголь Украины*. – 2007. – №1. – С. 10-13.

3. Сапотницкий С.А. Использование сульфатных щелоков / Сапотницкий С.А. – М.: Лесная промышленность, 1965. – 123с.

4. Пат. №81699 Україна МПК6 E21D 20/00, F21F 15/00 Суміш для закладки виробленого простору/ Булат А.Ф., Перепелиця В.Г, Іщенко К.С. та інші; заявник і власник патенту ІГТМ НАН України. – № а 2006 03725; замовл. 05.04.06; надр.25.01.08. Бюл. №2.

5. Рішення про вид. пат. України МПК6 E21F 15/00, E21D 21/00. Сполука твердіючої суміші для набійки свердловинних зарядів / Булат А.Ф., Перепелиця В.Г, Іщенко К.С.та інші; заявник і власник патенту ІГТМ НАН України. – № а 2007 09707; замовл. 28.08.2007.

6. Адлер Ю.П. Планирование эксперимента при поиске оптимальных условий /Адлер Ю.П., Маркова Е.В., Грановский В.П. – М.: Наука, 1976. – 280с.

7. Ищенко К.С. Исследование особенностей физико-механических свойств расширяющейся твердеющей смеси (РТС-1) для забойки шпуровых и скважинных зарядов / К.С. Ищенко Ин-т геотехн. мех. АН Украины.– Днепропетровск, 1992. – 44 с. – Деп. в ВИНИГИ 29.12.92, № 3695–В92.

8. А.с. № 494686 СССР, МКИЗ 3G01N 33/38. Прибор для измерения степени вспучивания ячеистых бетонных твердеющих смесей/ Р.Я. Ахтямов, А.Н. Чернов и А.Н. Абызов (СССР).– №1967860/29-3; заявл. 02.11.73; опубл. 05.12.75. – Бюл. №45.

УДК 691.328:53

*Коваленко В.В. канд. техн. наук, Смоляк Ю.А. , студент гр. ГС-05
Национальный горный университет, Днепрпетровск, каф. БГМ*

ВЛИЯНИЕ НАПРАВЛЕННОГО ОРИЕНТИРОВАНИЯ ФИБР НА ХАРАКТЕР ДЕФОРМИРОВАНИЯ ФИБРОБЕТОНА

Фибробетон представляет собой композиционный материал с равномерным или заданным распределением по его объему ориентированных или хаотично расположенных дискретных волокон (фибр). Дисперсное фибровое армирование позволяет в большой степени компенсировать главные недостатки бетона - низкую прочность при растяжении и хрупкость разрушения.

Свойства фибробетона, который представляет собой композиционный материал, определяются исходными компонентами. Одним из главных элементов фибробетона являются армирующие волокна – фибры. По показателю работы разрушения фибробетон может в 15-20 раз превосходить бетон. Это обеспечивает его высокую технико-экономическую эффективность при применении в строительных конструкциях и их ремонте. В отличие от железобетона, фибробетон – это дисперсноармированная структура. Благодаря этому становится возможным усиление участков, находящихся в непосредственной близости к поверхности и достигается меньшая чувствительность к механическим воздействиям.

Дисперсное армирование бетона волокнами обеспечивает перераспределение напряжений в бетонной матрице. На этом принципе основывается использование фибробетона. Основной задачей при формировании бетона, армированного фибрами, является обеспечение равномерного их распределения в бетоне. Одним из основных параметров, от которых зависит работа фибробетона в стадии образования и последующего развития трещин, является дисперсное армирование. При равных исходных технологических параметрах (прочность сцепления фибры с бетоном, отношение длины фибры к ее диаметру l/d) бетонные смеси, армированные волокнами, имеют различные характеристики работы в стадии предельных нагрузок. Это определяется неравномерным распределением фибр по объему бетона.

Влияние объемной концентрации фибры проявляется в виде перераспределения напряжений возникающих в композите. Только после достижения «непрерывности» фиброармирования начинает ощущаться его позитивное влияние на характеристики исходного бетона – матрицы. Рассматривая фибробетон можно отметить, что этот материал представляет собой две матрицы, которые воспринимают на себя нагрузку. Это бетонная матрица – основная, и вспомогательная – матрица из армирующих волокон. Эти матрицы взаимодействуют друг с другом. На стадии упругих деформаций активно воспринимает нагрузку бетон. Волокна на этой стадии в меньшей степени участвуют в работе бетона.

При значительном увеличении нагрузки в работу активно включается матрица, образуемая фибрами. Бетонная матрица работает в режиме предельных упругих деформаций. В бетоне, армированном волокнами, образуются микротрещины, происходит перераспределение деформаций. На данной стадии первостепенное значение приобретает работа матрицы из равномерно распределенных фибр. За счет способности фибры работать на изгиб фибробетон сочетает в себе возможность воспринимать значительные нагрузки и деформации без потери устойчивости.

В данной работе представлены результаты исследований работоспособности фибробетона на основе испытаний образцов на изгиб.

Для приготовления смеси был использован цемент марки 400 производства Днепродзержинского комбината, песок кварцевый Краснолиманского месторождения, а также волокна армирующие (полипропиленовые, металлические).

При определении предела прочности на растяжение при изгибе в качестве образцов использовались балочки размером: 40×40×160мм.

Балочки устанавливались на платформу с двумя опорами. Рабочее расстояние между опорами $l = 100$ мм. Сверху к образцу прикладывалось усилие со стороны пресса, которое передавалось через два кронштейна. Расстояние между кронштейнами равно 50 мм.

Исследовались основные варианты дисперсно-армированного бетона с полипропиленовыми извилистыми фибрами с армированием по массе (2% от массы цемента) уложенные естественным образом в результате перемешивания (вариант 1), и уложенные ориентированными в одном направлении (вариант 2).

Всего исследовано 9 образцов.

В результате проведения исследований по определению деформационных процессов в образцах, армированных полипропиленовой фиброй являлось очевидным, что направленно-ориентированное армирование в значительной степени влияет на способность образцов сопротивляться изгибающим нагрузкам, а также сохранять устойчивость всей конструкции при развитии смещений в трещинах.

Результаты испытаний представлены в таблице 1.



Рис. 1 Испытание фибробетонных образцов

Таблица 1

Зависимость изменения прочности фибробетонных образцов
от укладки волокон

| Вид образца | Предельные напряжения, $\sigma_{изг}$, МПа | Среднее значение предельных напряжений, $\sigma_{изг}^{ср}$, МПа |
|---|---|---|
| Ц:П | 1,30 | 1,20 |
| Ц:П: полипропиленовая фибра (2%) | 1,39 | 1,37 |
| Ц:П: полипропиленовая фибра (2%), ориентированная в одном направлении | 1,50 | 1,39 |

Для получения сравнительных данных влияния фибр на способность бетона противостоять внешним воздействиям были проведены испытания стандартных образцов, не армированных фибрами. Данные, полученные при испытаниях этих образцов, служили эталоном, по отношению к которому можно сравнивать эффективность армирования бетонных образцов волокнами.

Эффективность использования направленно-ориентированных волокон обеспечивается 100% использованием всех находящихся в бетоне фибр. В ходе работы образца на изгиб в случае предельных изгибающих нагрузок в зоне развития трещин находится в пределах 33...40% общего числа фибр. В случае распределения фибр в ходе приготовления смеси случайным образом, даже при самом равномерном перемешивании используется 90...95% фибр, в зоне развития трещин предельное количество фибр характеризуется 25...30% от всех фибр, находящихся в фибробетоне.

На рисунке 2 представлены диаграммы деформирования образцов армированных естественным образом уложенной фиброй. Кругами выделены области, в которых образовались трещины. Диаграммы деформирования характеризуются значительной дисперсией значений, т.е. графики сравнительно неоднородны, хотя и прослеживаются общие закономерности процессов деформирования образцов, а также поведения образцов под действием значительной изгибающей нагрузки после образования трещины.

На рис. 4. представлены результаты испытаний образцов, армированных фиброй, которая направленно-ориентирована. Представленные в виде графиков данные характеризуются большей однородностью, более четко прослеживается закономерность деформирования образцов и поведение образцов после образования трещины.

При сравнении представленных диаграмм можно сделать следующие выводы.

Армирование фибрами обеспечивает увеличение показателей сопротивляемости предельным нагрузкам до образования трещины. В случае неармированного дисперсными волокнами бетонного образца – эти нагрузки являются разрушающими.

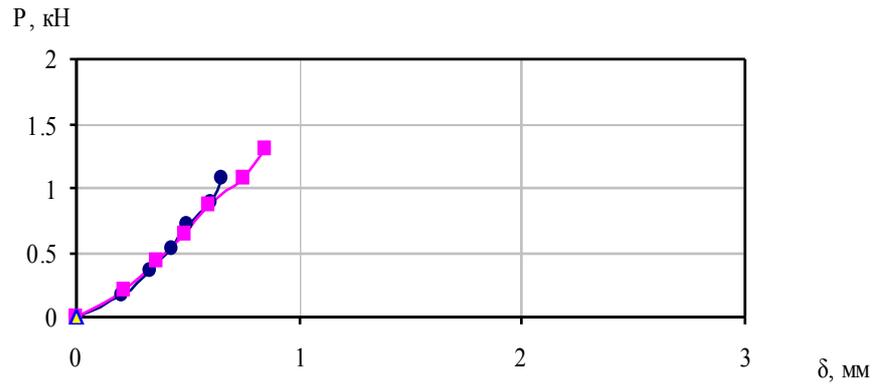


Рис. 2. Диаграмма деформаций стандартных бетонных образцов.

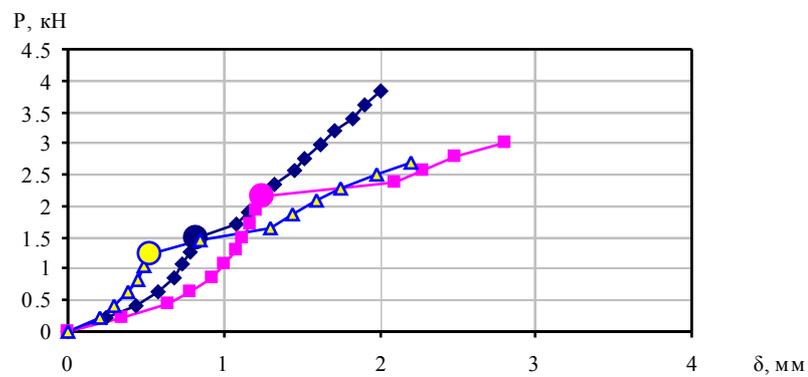


Рис. 3. Диаграмма деформаций образцов, армированных 2% полипропиленовых фибр, распределенных по образцу естественным образом

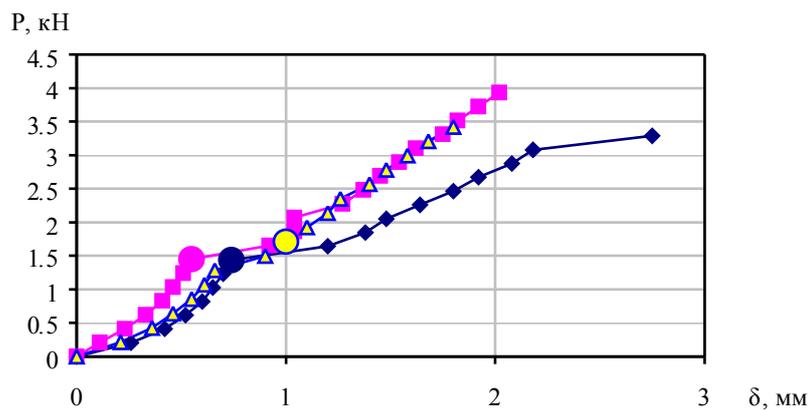


Рис. 4. Диаграмма деформаций образцов, армированных 2% полипропиленовых фибр, с направленно-ориентированным распределением

Прочность на изгиб образцов, армированных фиброй, в 2,5...3 раза превышает прочность образцов без армирующих волокон.

Направленное ориентирование фибр в бетоне обеспечивает однородные свойства и более предсказуемый характер деформирования.

При неравномерном армировании возможны варианты, когда в ослабленной трещиной зоне находится меньшее либо большее количество фибр. В первом случае прочностные параметры будут ниже средне статистических показателей прочности характерных для данной дозировки армирующих волокон, во втором случае показатели будут отличаться в лучшую сторону.

Из приведенного следует, что наиболее перспективным является неравномерное направленно-ориентированное армирование, при котором обеспечивается усиленное армирование участков наиболее подверженных предельным изгибающим усилиям.

Таким образом, с увеличением неравномерности действующей нагрузки и ее интенсивности должен возрастать процент армирования фибробетона волокнами. Актуальным становится поиск решения задачи регулируемого дозирования фибр и их направленного ориентирования в смеси. Данные вопросы носят технологический характер и могут быть решены путем изменения технологии, связанной с процессом ввода фибр в смесь.

УДК 622.28

Соловьева О.А., Гудкова Е.Г. Тульский государственный университет, Россия

НАПРЯЖЕННОЕ СОСТОЯНИЕ МАССИВА ПОРОД ВОКРУГ НЕКРУГОВОЙ ВЫРАБОТКИ ПРИ ДЕЙСТВИИ ВЕРТИКАЛЬНОЙ РАВНОМЕРНОЙ НАГРУЗКИ, ЛОКАЛЬНО РАСПРЕДЕЛЕННОЙ ПО ЧАСТИ КОНТУРА

С целью определения напряженного состояния массива пород вокруг некруговой выработки при действии вертикальной равномерной нагрузки, локально распределенной по части ее подошвы, рассматривается плоская задача теории упругости о равновесии бесконечной линейно-деформируемой среды, ослабленной отверстием произвольной формы, при действии вертикальной нагрузки, равномерно распределенной по части контура (расчетная схема приведена на рис. 1.

Здесь среда S_0 моделирует массив, упругие свойства которого характеризуются коэффициентом Пуассона ν_0 .

Граничные условия на контуре L_1+L_2 имеют вид:

$$\sigma_x = p(t) = \begin{cases} 0 & \text{на } L_1 \\ -P & \text{на } L_2 \end{cases}, \quad \tau_{xy} = 0 \quad (1)$$

где P - вертикальное давление.

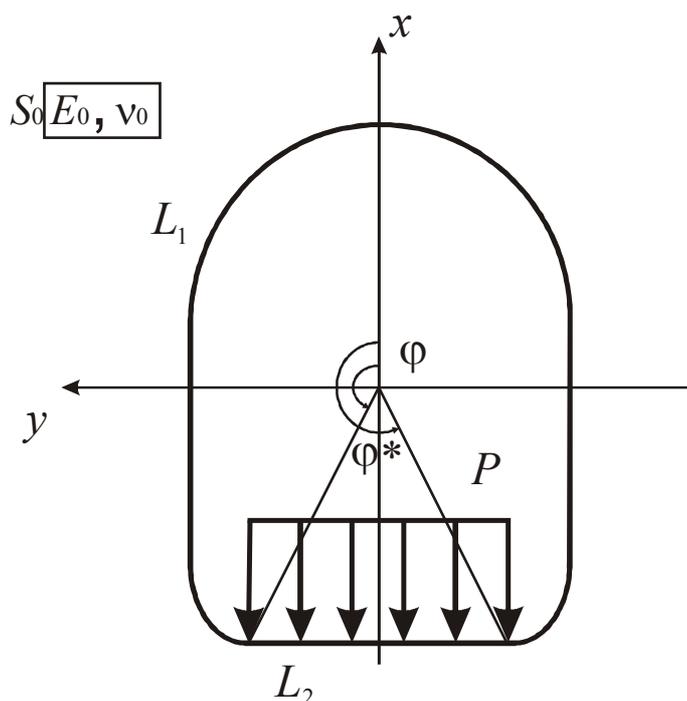


Рис. 1. Расчетная схема

Решение поставленной задачи теории упругости получено с использованием математического аппарата теории аналитических функций комплексного переменного, конформных отображений и комплексных рядов.

С этой целью вводятся комплексные потенциалы $\varphi(z), \psi(z)$, связанные с напряжениями известными формулами Колосова – Мусхелишвили [1].

Граничные условия (1) принимают вид:

$$\varphi(t) + t\overline{\varphi'(t)} + \overline{\psi(t)} = f(t), \quad (2)$$

где

$$f(t) = i \int p(t) \frac{dt - d\bar{t}}{2i} = \frac{1}{2} \int p(t)(dt - d\bar{t}) \quad (3)$$

Далее, с помощью рациональной функции вида

$$z = \omega(\zeta) = \sum_{v=0}^{n-1} q_v \zeta^{1-v} \quad (4)$$

производится конформное отображение внешности круга в плоскости переменного ξ на внешность контура в плоскости z .

Принимая во внимание, что на контуре L_1+L_2 имеет место представление $t = \omega(\sigma)$, запишем $p(t) = p[\omega(\sigma)] = p(\sigma)$. Это позволяет разложить функцию $p(\sigma)$ в ряд Фурье:

$$p(\sigma) = A_0 + \sum_{k=1}^{\infty} (A_k \sigma^k + B_k \sigma^{-k}) \quad (6)$$

где

$$\begin{aligned} A_0 &= \frac{P}{2\pi i} (\theta^* - \theta), \\ A_k &= \sum_{k=1}^{\infty} -\frac{P}{2\pi i k} (e^{-k\theta^*} - e^{-k\theta}), \\ B_k &= \sum_{k=1}^{\infty} -\frac{P}{2\pi k} (e^{ik\theta^*} - e^{ik\theta}). \end{aligned} \quad (7)$$

Здесь θ и θ^* - полярные углы в преобразованной области ζ , соответствующие углам φ и φ^* началу и концу распределенной нагрузки P .

В свою очередь, после подстановки выражений (4) и (6) в соотношение (3) удается получить

$$f(t) = -\frac{P}{4\pi} \left(\sum_{k=-\infty}^{\infty} {}^*D_k \sigma^k + D_0 \ln \sigma \right) \quad (8)$$

здесь знак «*» означает, что в процессе суммирования член при $k=0$ исключается, коэффициенты D_k ($k=0, \pm 1, \pm 2, \dots$) определяются по формулам

$$\begin{aligned} D_0 &= \sum_{k=-\infty}^{\infty} \sum_{v=0}^{n+1} [\lambda_{k,v-1} q_v (l-v) + \lambda_{k+v,l} \bar{q}_v (v-l)], \\ D_k &= \frac{l}{k} \sum_{v=0}^{n+1} [\bar{q}_v B_{k-v+1} (v-l) + q_v B_{k+v-l} (l-v)], \\ D_{-k} &= -\frac{l}{k} \sum_{v=0}^{n+1} [q_v B_{v-k-l} (l-v) + \bar{q}_v (v-l) B_{l-k-v}]. \end{aligned} \quad (9)$$

Поскольку главный вектор действующей нагрузки в рассматриваемой задаче равен $X+iY = \frac{PD_0}{2}$, искомые комплексные потенциалы представляются в виде:

$$\begin{aligned} \tilde{\varphi}(\zeta) &= \varphi(\zeta) + \frac{PD_0}{4\pi(1+\varkappa)} \ln \zeta \\ \tilde{\psi}(\zeta) &= \psi(\zeta) - \varkappa \frac{PD_0}{4\pi(1+\varkappa)} \ln \zeta \end{aligned} \quad (10)$$

где функции $\varphi(\zeta), \psi(\zeta)$, регулярные в области S_0 , представляются в виде рядов:

$$\varphi(\zeta) = \sum_{k=1}^{\infty} a_k \zeta^{-k}, \quad (11)$$

$$\psi(\zeta) = \sum_{k=0}^{\infty} b_k \zeta^{-k},$$

здесь a_k, b_k - коэффициенты, подлежащие определению.

Далее, после подстановки выражений (10), (11) и (8) в граничное условие (2) и преобразований, выполненных следуя работе [2], удастся прийти к бесконечной системе линейных алгебраических уравнений относительно неизвестных коэффициентов a_k, b_k .

В результате решения соответствующим образом укороченной системы находятся искомые коэффициенты, а из соотношений (10) – комплексные потенциалы. После чего определяются напряжения в среде S_0 по формулам [1]:

$$\sigma_\rho = \frac{1}{|\omega'(\zeta)|^2} \operatorname{Re} \left\{ 2\tilde{\varphi}(\zeta)\bar{\omega}'(\zeta) - \frac{\zeta^2}{\rho^2} \left[\bar{\omega}(\zeta)\tilde{\varphi}'(\zeta) - \bar{\omega}(\zeta)\frac{\omega''(\zeta)}{\omega'(\zeta)}\tilde{\varphi}'(\zeta) + \omega'(\zeta)\tilde{\psi}'(\zeta) \right] \right\},$$

$$\sigma_\theta = \frac{1}{|\omega'(\zeta)|^2} \operatorname{Re} \left\{ 2\tilde{\varphi}(\zeta)\bar{\omega}'(\zeta) + \frac{\zeta^2}{\rho^2} \left[\bar{\omega}(\zeta)\tilde{\varphi}''(\zeta) - \bar{\omega}(\zeta)\frac{\omega''(\zeta)}{\omega'(\zeta)}\tilde{\varphi}'(\zeta) + \omega'(\zeta)\tilde{\psi}'(\zeta) \right] \right\},$$

$$\tau_{\rho\theta} = \frac{1}{|\omega'(\zeta)|^2} \operatorname{Im} \left\{ \frac{\zeta^2}{\rho^2} \left[\bar{\omega}(\zeta)\tilde{\varphi}''(\zeta) - \bar{\omega}(\zeta)\frac{\omega''(\zeta)}{\omega'(\zeta)}\tilde{\varphi}'(\zeta) + \omega'(\zeta)\tilde{\psi}'(\zeta) \right] \right\}.$$

На основе представленного решения составлен полный алгоритм и в настоящее время ведется разработка программного обеспечения.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Мусхелишвили Н.И. Некоторые основные задачи математической теории упругости. – М. Наука, 1996. – 708 с.
2. Фотиева Н.Н. Расчет обделок туннелей некругового поперечного сечения. - М.: Стройиздат, 1974. -240 с.

УДК 622.258

Борщевский С.В., д.т.н., проф., Торубалко Д.Т., студ, ДонНТУ, Донецк, Украина, Тюткин А.Л., к.т.н., доц., ДНУЖТ им. Лазаряна, Днепрпетровск, Украина

КОНЕЧНО-ЭЛЕМЕНТНАЯ МОДЕЛЬ СОПРЯЖЕНИЯ СТВОЛА

Целью данного исследования является определение напряженно-деформированного состояния (НДС) моделей системы «ствол – горизонтальная выработка» при взаимодействии крепления со слоистым деформативным мас-

сивом [1]. В качестве метода исследования использован метод конечных элементов (МКЭ), программная реализация которого базируется на профессиональном расчетном комплексе Structure CAD for Windows, version 7.31 R.4 (SCAD), который имеет значительную теоретическую разработку и практическую апробацию [1, 2].

Следует отметить, что проведение математического моделирования выполнено в упругой постановке, что несколько снижает точность полученных результатов, так как известно, что породный массив на больших глубинах деформируется в нелинейной области [3]. Однако упругая постановка вычислительного эксперимента позволяет определить основные тенденции деформирования сложной системы «ствол – горизонтальная выработка» и характер влияния слоистости на общее НДС модели.

Для проведения численных расчетов созданы две конечно-элементные модели (КЭ-модели, (рис. 1), которые являются континуальными на основе объемных конечных элементов. В качестве базового применялся КЭ библиотеки SCAD элемент 36 (8-узловой изопараметрический конечный объемный элемент задачи теории упругости), который наиболее соответствует геометрии модели и позволяет получить точные результаты. Тип КЭ, который применен в расчетах, определяется формой, функциями, которые определяют зависимость между перемещениями в узлах КЭ и узлов системы, физическим законом, который определяет зависимость между внутренними усилиями и внутренними перемещениями, и набором параметров (жесткостей), которые входят в описание этого закона и так далее. Все узлы и элементы схемы нумеруются. Номера, которые присвоены КЭ, следует трактовать только как имена, которые позволяют сделать необходимые ссылки в процессе расчета.

Таким образом, дискретизацию модели можно считать оптимизированной по параметру количества конечных элементов и их отношения к объему модели, что в дальнейшем положительно влияет на сходимость решения мультифронтальным методом с автоматическим способом оптимизации ширины ленты (точность разложения матрицы $1 \cdot 10^{-6}$).

Правило знаков для перемещений принято таким образом, что линейные перемещения положительны, если они направлены в сторону возрастания соответствующей координаты, а углы поворота положительны, если они отвечают правилу правого винта.

Правило знаков для напряжений приняты следующие. Компоненты объемного напряженного состояния определяются для элементарного параллелепипеда, который выделен вокруг точки действия напряжений. Кроме того, устанавливаются нормальные напряжения $N_x (\sigma_x)$, $N_y (\sigma_y)$, $N_z (\sigma_z)$ и касательные напряжения $T_{xy} (\tau_{xy})$, $T_{yx} (\tau_{yx})$, $T_{xz} (\tau_{xz})$, $T_{zx} (\tau_{zx})$, $T_{zy} (\tau_{zy})$, $T_{yz} (\tau_{yz})$ (обозначение ком-

понт в комплексе SCAD). С учетом закона парности касательных напряжений ($T_{xy}=T_{yx}$, $T_{xz}=T_{zx}$, $T_{yz}=T_{zy}$) выводятся лишь значения трех из них: T_{xy} , T_{xz} , T_{yz} .

На рис. 2 показаны положительные значения направлений напряжений и данного наименования соответствующих осей, вдоль которых они направлены, а также плоскостей, в которых они действуют.

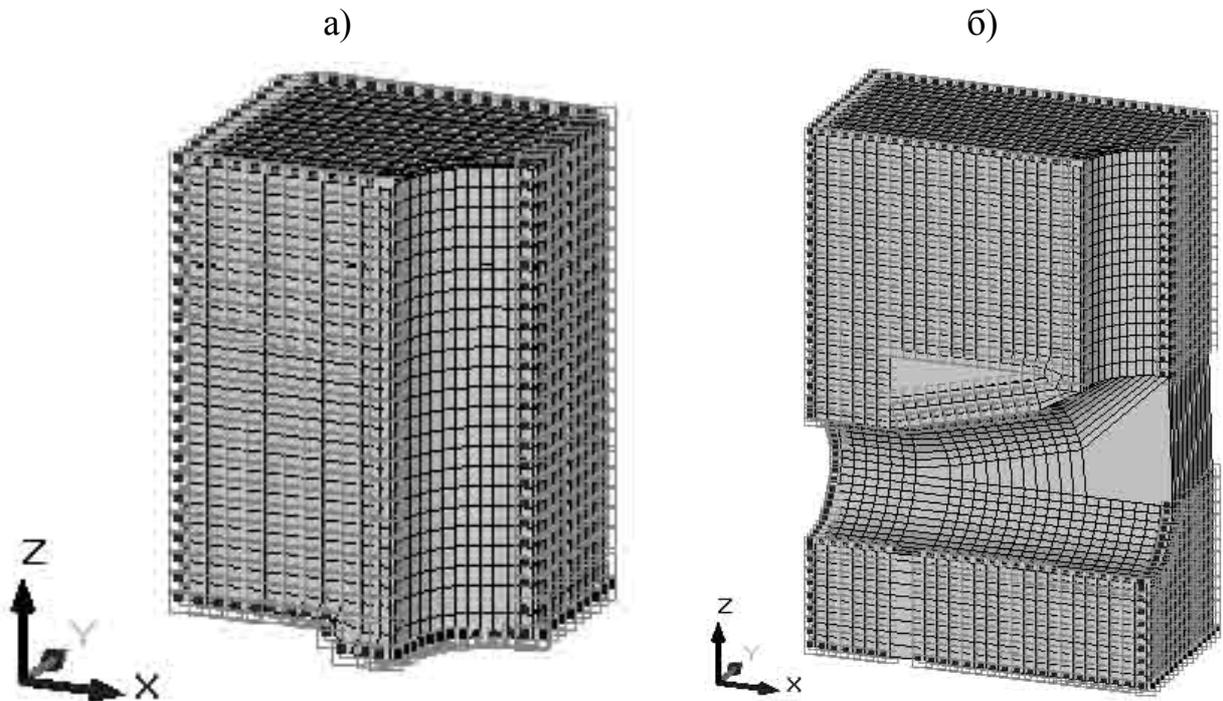


Рис. 1. КЭ-модели ствола (с граничными условиями):
а) без сопряжения; б) вместе с сопряжением с горизонтальной выработкой

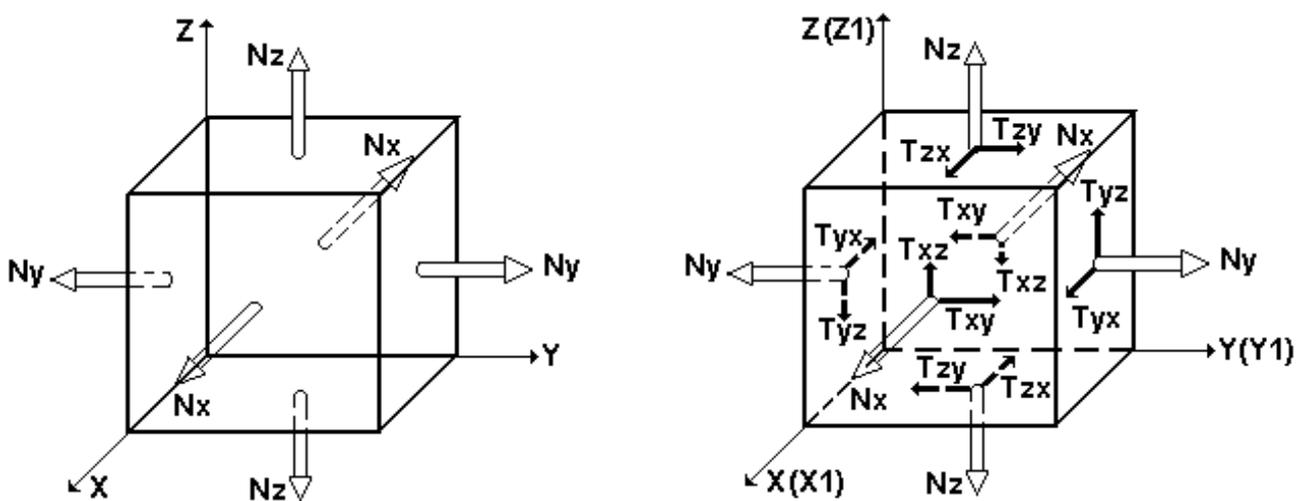


Рис. 2. Направление положительных значений напряжений

Созданные пространственные модели из объемных элементов для исследования НДС ствола и сопряжения (рис. 1) наиболее полно отражает следующие особенности реальной конструкции:

- влияние пространственного фактора на формирование напряженного состояния, то есть влияние третьей компоненты σ_y на компоненты σ_x та σ_z ;
- наиболее полное воссоздание взаимодействия железобетонного крепления с грунтовым массивом.

Разработка этих двух моделей также обусловлена проведением исследования влияния граничных условий, расположенных по нижней грани модели. В стандартных моделях, не учитывающих влияние сопряжения с горизонтальной выработкой на деформирование общей системы и ствола в частности, в качестве граничных условий по нижней грани КЭ-модели устанавливают запреты перемещений по всем трем степеням свободы. Однако, в реальной ситуации деформирования данной системы об отсутствии перемещений не приходится говорить, так как деформативность сопряжения явно конечна и позволяет стволу и окружающему массиву развиваться как горизонтальные, так и вертикальные перемещения. Поэтому результаты расчета КЭ-модели, представленной на рис. 1., а, являясь стандартными, будут сравниваться с результатами расчета общей системы «ствол – горизонтальная выработка», что позволит выяснить, насколько достоверными являются результаты расчета модели ствола без учета сопряжения.

Размеры расчетной области составляют: длина (по горизонтальной оси x) – 13,4 м; высота (по вертикальной оси z) – 48,0 м, ширина (по горизонтальной оси y) – 15 м. Количество КЭ в моделях: 1-ой – 15 296, 2-ой – 33 114; количество узлов: 1-ой – 17 473, 2-ой – 37 193; количество степеней свободы: 1-ой – около 52 419, 2-ой – около 111 579. Данная задача может считаться задачей средней размерности (количество КЭ – до 50 тысяч).

Объем конечного элемента в моделях колеблется в пределах от $0,12 \text{ м}^3$ до 3 м^3 (специальные КЭ в месте сопряжения), что для модели таких размеров достаточно, чтобы сходимостъ решения и точность результатов были достаточно высоки [2]. На рис. 3. представлены фрагменты второй КЭ-модели, в которой массив фрагментирован и для иллюстрации соединения частей модели показано лишь ее крепление.

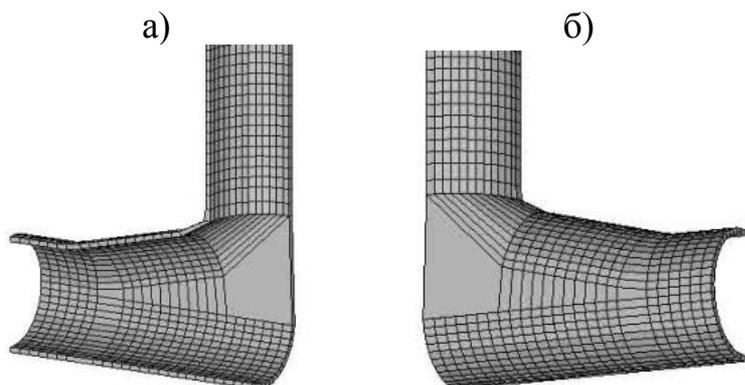


Рис. 3. Вид фрагмента КЭ-модели:
а) вид со стороны ствола;
б) вид со стороны массива

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. SCAD для пользователя [Текст] / В. С. Карпиловский, Э. З. Криксунов, А. В. Перельмутер и др. – К.: ВВП «Компас», 2000. – 332 с.
2. Перельмутер, А. В. Расчетные модели сооружений и возможность их анализа [Текст] / А. В. Перельмутер, В. И. Сливкер. – К.: Сталь, 2002. – 600 с.
3. Алексеев, А. Д. Предельное состояние горных пород [Текст] / А. Д. Алексеев, И. В. Недодаев. – К.: Наукова думка, 1982. – 200 с.

УДК 622.245.12

*Борщевский С.В., д.т.н., проф., Царенко С.Н., к.т.н., Руднев А.И., студ.,
ДонНТУ, Донецк, Украина*

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СТАЛЬНОЙ КРЕПИ ПРИ БУРЕНИИ ШАХТНЫХ ВЕРТИКАЛЬНЫХ СТВОЛОВ

Бурение стволов представляет собой надежный и эффективный способ строительства вертикальных горных выработок [1] в самых различных горно-геологических условиях. Основным фактором, сдерживающим широкое применение этой технологии в условиях Украины, является высокая стоимость работ, которая соизмерима со специальными способами проходки стволов.

В настоящее время в отечественной практике и других странах СНГ для крепления стволов и скважин большого диаметра применяют, в основном, стальные секционные крепи, отличающиеся высокой металлоемкостью и стоимостью. Такой выбор конструкции крепи обусловлен высокой универсальностью применения ее в различных горно-геологических условиях. Применение других видов крепи носит эпизодический характер.

Расчету обсадных труб на прочность и устойчивость посвящен ряд теоретических и экспериментальных работ [2,3], где предложены аналитические, полуэмпирические и эмпирические зависимости. Тем не менее, большинство этих методов не нашло применения при проектировании стальных крепей большого диаметра (свыше 2 м), что связано со спецификой их работы и конструкции. В связи с чем по причине не обоснованного теоретическими расчетами конструирования обсадных труб не редки случаи разрушения отдельных узлов обсадных колонн или потери устойчивости отдельных участков трубного става в период монтажа или эксплуатации.

Анализ структуры затрат стоимости, трудоемкости и продолжительности бурения скважин большого диаметра по традиционной технологии с креплением стальной колонной показал, что до 30-40% их приходится на процессы, связанные с креплением. Поэтому усовершенствование конструкции и технологии крепления стволов, за счет разработки новых методик расчета и проектирова-

ния обсадных труб на основе методов теории упругости и строительной механики, являются актуальной научно-технической задачей.

Несмотря на проведенные исследования и накопленный практический опыт сооружения стволов и скважин бурением, прослеживается длительный застой в динамике развития технико-экономических показателей строительства стволов и скважин большого диаметра, не наблюдается развитие и совершенствование технологических схем ведения работ и конструкций крепи, не происходит модернизация оборудования, что противоречит тенденции развития шахтного строительства в мировых горнодобывающих странах. Наибольшее распространение при креплении стволов и скважин большого диаметра в условиях Донбасса получили стальные секционные крепи, что обусловлено высокой универсальностью применения их в различных горно-геологических условиях. Использование других видов крепи носит эпизодический характер.

Большинство существующих методов расчета обсадных труб не нашло применения при проектировании стальных крепей большого диаметра (свыше 2 м), что связано со спецификой их работы и конструкции. В связи с чем по причине не обоснованного теоретическими расчетами конструирования крепи [4] не редки случаи разрушения отдельных узлов обсадных колонн или потери устойчивости отдельных участков трубного става в период монтажа или эксплуатации.

Проблемы связанные с креплением стволов и скважин пройденных бурением являются весьма существенными, так как 30-40% от затрат стоимости, трудоемкости и рабочего времени на сооружение скважин большого диаметра приходится на процессы, связанные с креплением стальной крепью в сложных горно-геологических условиях, при этом повышения несущей способности обсадных труб и улучшения технологичности проведения монтажных работ за счет теоретического обоснования выбора рациональных параметров конструктивных элементов обсадных колонн – весьма сложная задача.

Проведение монтажных работ является одной из наиболее трудных и трудоемких операций возведения крепи. При этом в секциях обсадной колонны прорезают крепежные окна. При воздействии на окна реакций от подъемного приспособления или монтажной балки (рис. 1), вызванных весом колонны, возникает значительная деформация трубы в окрестностях окна, а так же разрушение материала колонны [5], что приводит к поломкам и авариям в процессе спуска.

Существующая технология крепления стволов и скважин большого диаметра при выборе некоторых конструктивных и технологических параметров не учитывает ряд факторов. Такими факторами являются:

1. Деформации верхнего торца трубы, которые затрудняют состыковку с другими секциями;
2. Деформации и напряжения в монтажных окнах.

Проведя анализ влияния ряда параметров на величину деформации верхнего торца трубы, с использованием полубезмоментной теории расчета оболочек,

были получены формулы для определения радиального и осевого перемещений:

$$w(\varphi) = -\frac{4Pr^4}{\pi E} \sum_{n=1}^{\infty} \frac{n^2 \alpha_{2n}}{8J_{xuu} n^4 (8n^2 - 16n^4 - 1) - r^6 \delta \alpha_{2n}^3} \cos 2n\varphi; \quad (1)$$

$$u(\varphi) = \frac{Pr}{\pi E} \sum_{n=1}^{\infty} \left(\frac{1}{r^2 \delta \alpha_{2n}} + \frac{r^4 \alpha_{2n}^2}{8J_{xuu} n^4 (8n^2 - 16n^4 - 1) - r^6 \delta \alpha_{2n}^3} \right) \cos 2n\varphi, \quad (2)$$

где P – реакция со стороны монтажной балки, вызванная весом колонны, Н; r – радиус трубы, м; E – модуль упругости материала колонны, Па; δ – толщина стенки трубы, м; J_{xuu} – осевой момент инерции шпангоута, м⁴;

$$\alpha_{2n} = \frac{2n}{r} \sqrt[4]{\frac{(4n^2 - 1)^2 \delta^2}{48r^2}}.$$

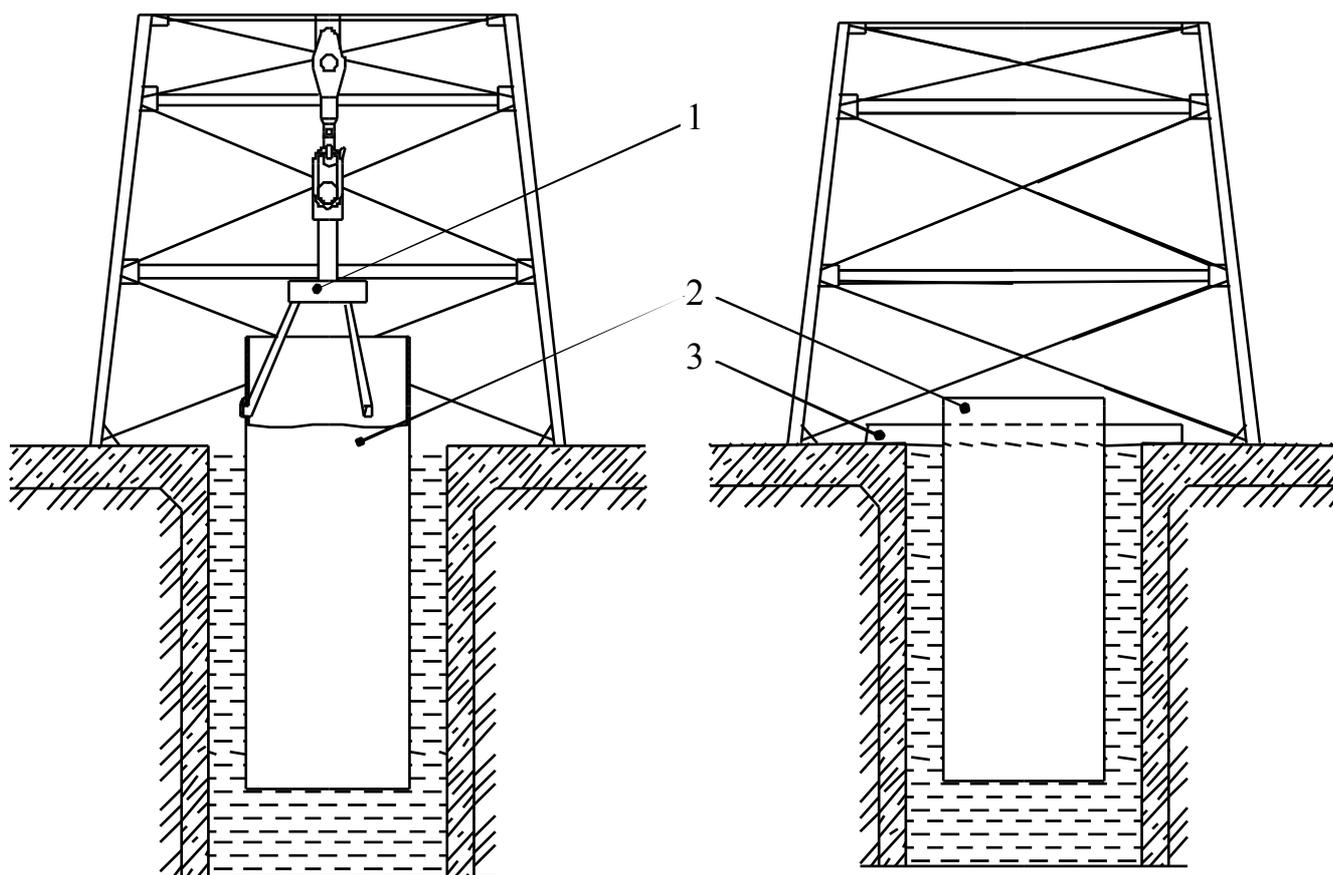


Рис. 1. – Схемы монтажа обсадной колонны:

1 – прицепное устройство; 2 – обсадная колонна; 3 – монтажная балка:

а) – спуск колонны с использованием прицепного устройства;

б) – посадка на монтажную балку.

Анализ величины деформаций для различных конструктивных параметров колонны показал, что значительными являются радиальные перемещения, которые могут превышать производственный допуск на изготовление секций труб. Таким образом, порядок секций при селективной сборке колонны, следует выбирать, учитывая монтажные деформации по формулам (1) и (2).

Величина и характер распределения напряжений в окрестности крепежных окон зависит от их количества, размеров и формы крепежного окна. В зависимости от геометрии крепежного окна в колонне и подъемного приспособления, возможны различные схемы распределения нагрузки, основные варианты которые представлены на рис. 2.

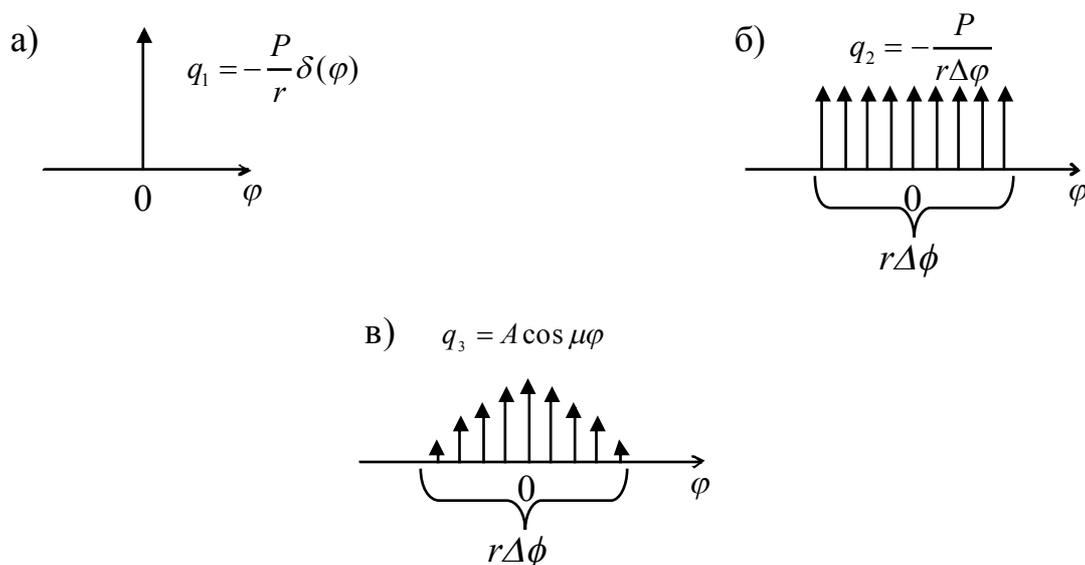


Рис. 2. Схемы приложения нагрузок к верхнему торцу оболочки:

- а) – сосредоточенная, где $\delta(\varphi)$ – дельта-функция Дирака; б) – равномерно-распределенная; в) – распределенная по косинусу, где угол раствора крепежного окна.

Первая схема определяет сосредоточенную нагрузку и является упрощенной. Вторая схема – равномерное распределение нагрузки, соответствует взаимодействию прямоугольной монтажной балки с прямоугольным окном. Третья схема – неравномерное распределение нагрузки, соответствует вариантам в которых прицепное устройство или монтажная балка взаимодействует с крепежным окном с образованием пятна контакта, при котором максимальное усилие приходится на середину, а к краю убывает.

Раскладывая нагрузки в ряды Фурье с использованием полубезмоментной теории расчета оболочек, были получены выражения для внутренних силовых факторов, возникающих в трубе от действия монтажных нагрузок.

Анализ возникающих при этом напряжений показал, что участок, на котором интенсивно проявляется влияние характера действующей нагрузки, незна-

чителен и составляет порядка 20 см (рис. 3). Это определяет минимальный размер усиливающей накладки над монтажным окном.

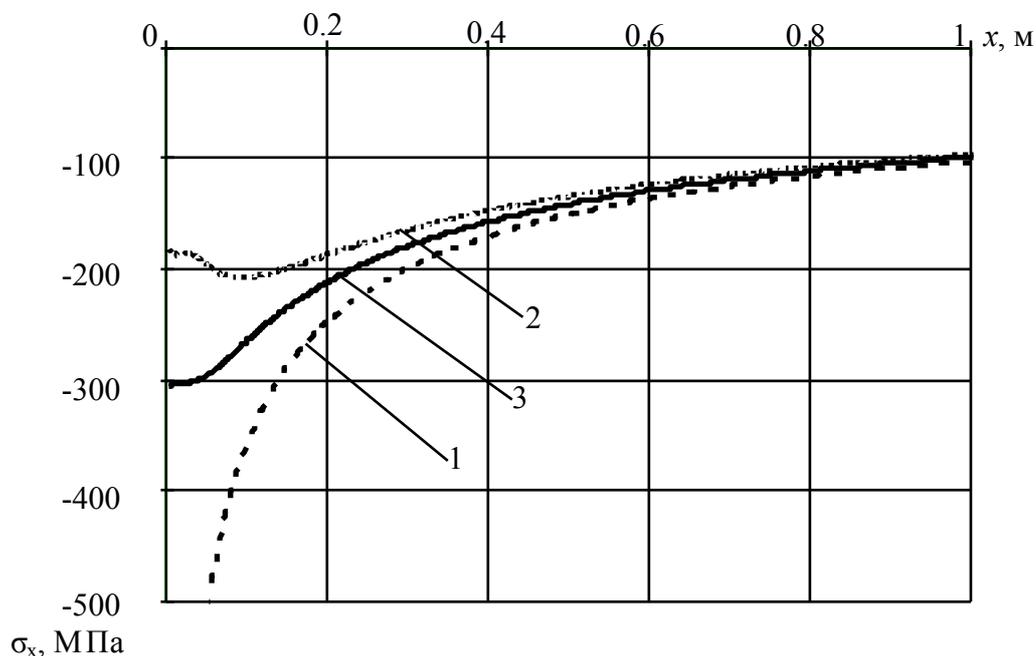


Рис. 3. Осевые напряжения для трех рассматриваемых случаев

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тулуб С.Б., Левит В.В., Пилипец В.И. Новые технологии строительства стволов большого диаметра.// Уголь Украины, 2008. - №1. – С.3-8.
2. Улитин Г.М. Царенко С.Н. Расчет обсадной колонны, как цилиндрической оболочки, по полубезмоментной теории. Вісті Донецького гірничого інституту. – Донецьк: ДонНТУ, 2/2005 – С. 10-16.
3. Царенко С.Н. Оценка приближенных методов расчета обсадных колонн на основе метода конечных элементов. Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: „Гірничо-геологічна”. Випуск 111. Том 2. – Донецьк, ДонНТУ, 2006. –С. 69-72.
4. Улитин Г.М. Царенко С.Н. Исследование напряженно-деформированного состояния обсадной колонны при спуске на плаву. Наукові праці Донецького національного технічного університету. Серія: „Гірничо-геологічна”. Випуск 105. – Донецьк, ДонНТУ, 2006. –С. 114-117.
5. Улитин Г.М. Царенко С.Н. Влияние конструктивных особенностей обсадной колонны на ее устойчивость. Матеріали міжнародної конференції „Форум гірників – 2007”. – Д.: Національний гірничий університет. 2007. – С. 216-223.

УДК 622.61

Будишевский В.А. проф., Арефьев Е.М. инж., Хиценко Н.В. доц., ДонНТУ, Донецк, Украина

К ВОПРОСУ ОБ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНОМ ИССЛЕДОВАНИИ ЗАВИСИМОСТИ ПРОЧНОСТИ ПРИЛИПАНИЯ УГОЛЬНОЙ ПРИМАЗКИ НА ОТРЫВ К КОНВЕЙЕРНОЙ ЛЕНТЕ ОТ ВЛАЖНОСТИ

В сложных горно-геологических условиях эффективность работы ленточных конвейеров резко снижается из-за интенсивного налипания влажной горной массы к рабочим поверхностям конвейера и заштыбовки подконвейерного пространства продуктами очистки, что вызывает необходимость непрерывной или периодической очистки подконвейерного пространства от просыпи транспортируемого груза. Эта проблема может быть решена путем повышения эффективности очистки конвейерных лент.

При определении параметров очистителей конвейерных лент необходимо знать значение прочности прилипания примазок транспортируемого груза к ленте, что позволит повысить качество очистки и снизить износ дорогостоящей конвейерной ленты за счет обоснованного выбора очищающего воздействия.

Для лабораторных исследований был спроектирован и изготовлен стенд, общая конструктивная схема которого показана на рис. 1.

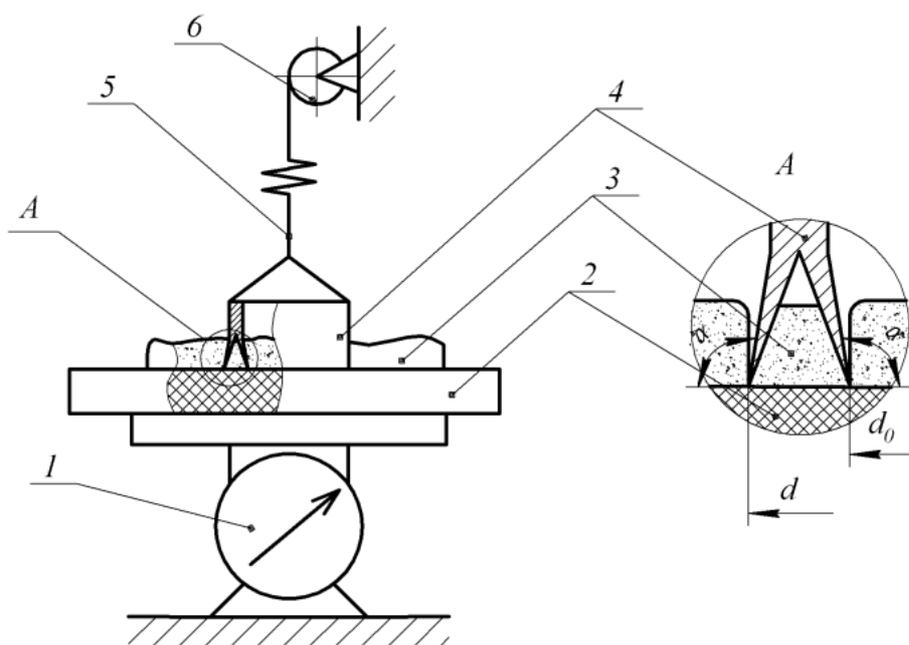


Рис. 1 Схема стенда для определения прочности прилипания примазки на отрыв к конвейерной ленте

Стенд состоит из электронных весов 1. На весах установлен фрагмент конвейерной ленты 2, на которую наносилась угольная примазка различной влажности 3. В примазку внедрялся стакан 4. Конструкция стакана [1] предусматривает наличие двух концентрических кромок, между которыми имеется полость, в которой формируется керн для последующего отрыва от ленты. Конструкцией стакана предусмотрен угол наклона внешней поверхности кромок к конвейерной ленте $\alpha = 100^\circ$. Таким образом, достигается отсутствие контакта, а, следовательно, и залипания стакана со стороны внешних кромок. Упругая резиновая нить 5 предназначена для равномерного увеличения усилия отрыва керна от ленты и сглаживания динамических нагрузок от рывков при наматывании на барабан 6.

Возможными факторами эксперимента могут быть: размеры и форма стакана, толщина слоя, температура и влажность примазки. Форма стакана и толщина слоя являются маловажными факторами, основное требование к ним – наличие контакта кромок стакана с поверхностью ленты. Сила адгезии линейно зависит от температуры и может быть пересчитана для конкретных условий с учетом разницы температур проведения эксперимента $t_0 = 22^\circ\text{C}$ и реальной [2]. Таким образом, фактором эксперимента принята влажность.

Методика проведения эксперимента сводилась к следующему. Из просыпи, собранной на конвейерном штреке пласта l_2 шахты «Россия» ГП «Селидов-уголь», была выделена фракция с размером частиц до 3,5 мм, составляющая основу угольной примазки. В соответствии с ГОСТ 5180-84 была определена первоначальная влажность исследуемого материала. Для последующих измерений влажность изменялась путем добавления в примазку определенного количества воды. В процессе проведения эксперимента на фрагмент конвейерной ленты наносился слой угольной примазки и тщательно уплотнялся. В слой примазки внедрялся стакан до контакта его кромок с поверхностью ленты. Затем фрагмент ленты устанавливался на весы и при помощи упругой нити, прикрепленной к стакану, плавно увеличивалось отрывное усилие вплоть до отрыва керна и фиксировались показания весов непосредственно перед и после отрыва.

Прочность прилипания примазки на отрыв определяется как отношение разности показаний весов к площади контакта керна с лентой [1].

Графическая зависимость прочности прилипания угольной примазки на отрыв от влажности приведена на рис. 2. Пунктиром проведены границы доверительного интервала с вероятностью 0,95.

В результате проведения эксперимента было установлено: с изменением влажности угольной примазки в диапазоне от 18,8 % до 46,6 %, прочность прилипания на отрыв изменялась от (182 ± 84) Па до (497 ± 91) Па с максимумом в точке, соответствующей влажности 35,6 % (прочность прилипания (981 ± 136) Па.) Полученные экспериментальные данные следует использовать при обосновании параметров очистителей конвейерных лент. Возможным путем повышения эффективности очистки является снижение прочности прилипания при-

мазки путем ее подсушивания до влажности менее 20% или дополнительного увлажнения до влажности свыше 50%.

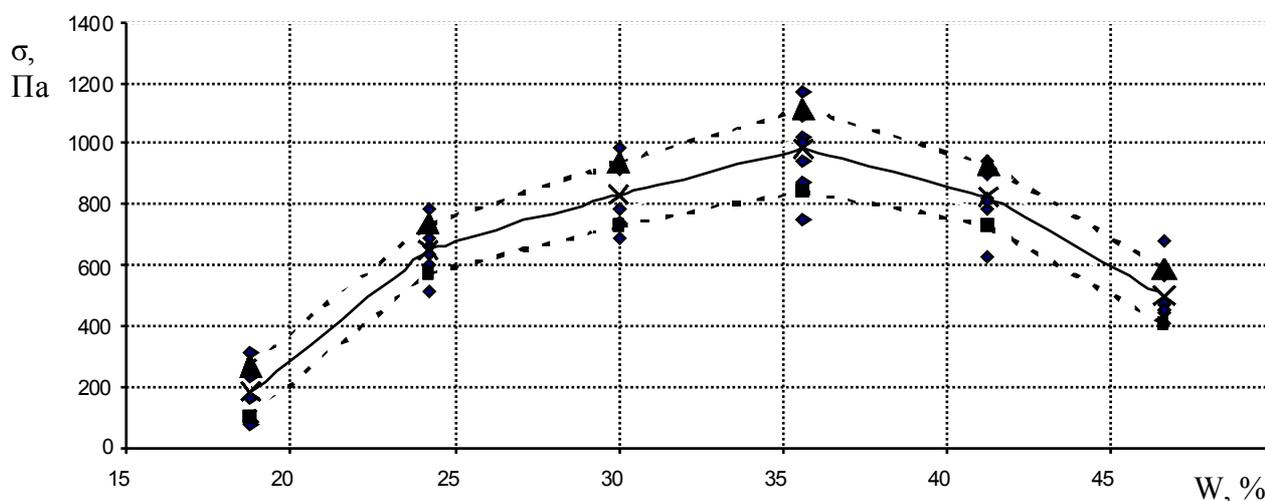


Рис. 2 Зависимость прочности прилипания на отрыв угольной примазки от ее влажности

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Тарасов Ю.Д. Очистка конвейерных лент и подконвейерного пространства.- М.: Недра, 1993. - 192 с.
2. Гончаров С.А., Потапов С.А., Дугарциренов А.В. Влияние температуры на липкость связных пород// Известия ВУЗов. Горный журнал.- 1982. - № 1.

УДК 622.83

Солодянкин А.В. доц, Халимендик А.В. асп., НГУ, г. Днепрпетровск, Украина

СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ШАХТНОГО СТРОИТЕЛЬСТВА И УГОЛЬНОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ УКРАИНЫ

Для экономического развития Украины одним из главных вопросов на сегодняшний день является обеспеченность собственными качественными топливно-энергетическими ресурсами, которые должны полностью покрывать внутреннюю потребность, обеспечивая экономическую независимость Украины, обладая при этом допустимой себестоимостью. Топливо-энергетический ком-

плекс Украины, включая угольную отрасль, не соответствует минимально необходимым условиям его эффективной работы.

В Украине отсутствуют финансовые возможности для резкого увеличения объемов добычи нефти и природного газа на разведанных и действующих месторождениях. Топливо-энергетический баланс страны характеризуется высоким удельным весом природного газа по сравнению со среднемировыми показателями. Поэтому на фоне динамично растущих цен на природный газ, перед теплоэнергетическими и промышленными предприятиями, в том числе и бытовым сектором, возникла необходимость либо энергосбережения, либо перехода на альтернативные энергоносители и технологии. Ограничивающим фактором являются финансовые возможности и время.

Сегодня состояние угольной промышленности характеризуется затяжным экономическим кризисом, обусловленным негативными последствиями государственной экономической политики. На фоне устаревшего изношенного шахтного фонда практически было прекращено наращивание производственных мощностей действующих шахт и закладка новых. А наряду с увеличением глубины разработки ухудшались горно-геологические условия, провоцирующие рост аварийности.

Мощность угольных пластов в Украине самая низкая в мире среди развитых угледобывающих стран и составляет в среднем 1,45м, а в структуре запасов угля на долю пластов мощностью более 1,2м приходится всего 20,4%, на тонкие (до 1,2м) - 74%, в том числе на весьма тонкие (меньше 0,5м) - 33,3% [1].

Дороговизна добычи обусловила уменьшение удельного веса угля в топливно-энергетическом балансе Украины и в 2005г. составляла только 28,8% при среднемировом показателе 28,6%. Но при сопоставлении этих показателей необходимо учитывать, что в развитых зарубежных странах быстрыми темпами растет доля альтернативной энергетики [2].

Украина в производстве тепла и энергии сориентирована сегодня на использование газа, в то время как мировая энергетика - на использование угля. Так, в США и Германии в ТЭБ его доля превышает 50%, а в Китае и Индии - до 70-80%. Для Украины, обеспеченной значительными запасами угля, переход на угольную энергетику обуславливает и то обстоятельство, что инвестиции в угледобычу и освоение угольных месторождений в 5-6 раз меньше капиталовложений, необходимых для аналогичной добычи газа [3].

Современная угольная промышленность на сегодня является убыточной. Основные причины - усложнение горно-геологических условий разработки угольных месторождений, дефицит собственных средств шахт, ограниченность государственной поддержки отрасли для предотвращения прогрессирующего старения шахтного фонда и перевода отрасли на интенсивный путь функционирования за счет внедрения высокоэффективных технологий добычи и углепереработки. Все это привело к удорожанию и уменьшению добычи угля, повышению травматизма и аварийности горных работ и, как следствие — к снижению инвестиционной привлекательности угольной промышленности. До сих

пор из-за отсутствия четкой программы реструктуризации отрасли, необоснованного лавирования в создании новых и отмене старых структур управления угольная промышленность не может выйти из кризиса.

Использование угля в энергетике ограничивалось из-за низкой теплоты сгорания по сравнению с нефтью и природным газом, высокого уровня зольности, содержания серы и т.д. [4].

Уголь является основным ископаемым энергоносителем Украины, запасы которого позволяют полностью обеспечить ее потребности в этом виде топлива. Его общие ресурсы составляют 117,6млрд. т, в том числе разведанные балансовые запасы - 45,6млрд., из них энергетических марок - 32,1млрд.

Балансовые запасы угля на действующих шахтах определяются в 9,1млрд.т, включая 4,9млрд. (53,8%) энергетического. Промышленные запасы угля равны 6,8млрд.т, в том числе 3млрд. (45,7%) - коксующегося. Они сосредоточены в 1607 шахтопластах, из которых отрабатываются 440, в том числе 138 - выбросоопасные.

В резерве для нового строительства имеется 67 участков с запасами 9,6млрд.т и потенциальной мощностью по добыче 130млн.т в год.

Угольные месторождения, прежде всего украинского Донбасса, характеризуются:

- сложными горно-геологическими условиями разработки;
- малой мощностью угольных пластов (в пластах мощностью более 1м находится лишь 35% запасов угля);
- большой глубиной разработки - средняя глубина достигает 630м, максимальная - 1290м, подготовительные работы ведутся на максимальной глубине 1310м. На глубоких (свыше 600м) горизонтах действуют 100 шахт (52% их общей численности), удельный вес которых в объеме всей добычи составляет 54%. На 38 шахтах (19,8%) горные работы ведутся на глубинах 900 - 1300м. В 2006г. средняя глубина разработки достигла 700м, а на отдельных шахтах - 1400 - 1600м;
- высокой газоносностью - на 90% шахт работы ведутся в условиях высокого содержания метана;
- склонностью многих пластов к газодинамическим явлениям - внезапным выбросам угля и газа, горным ударам - за последние 10 лет в Донецком бассейне ежегодно происходило в среднем до 300 газодинамических явлений. На 35% шахт разрабатываются пласты, опасные внезапными выбросами угля и газа, на 9% шахт отрабатывается более 40 угольных пластов, склонных к горным ударам. До 2010г. прогнозируется увеличение этого количества пластов до 110 - 115.

На глубинах, которые сегодня освоены, температура горных пород достигает 45 – 52°C, а температура породного массива ежегодно повышается на 0,5 - 1°C. На 36% шахт температура воздуха в очистных и подготовительных забоях превышает установленную норму 26°C.

Анализ состояния шахтного фонда показывает, что на протяжении периода с 2003 по 2008 год он претерпел значительные изменения, и не в лучшую сторону. Украина имеет шахтный фонд, который по любым критериям является наихудшим среди известных угледобывающих стран: он - один из самых старых, его производственные мощности характеризуются ускоренными темпами старения, и их объем неуклонно снижается.

В результате, по отчетам Министерства угольной промышленности за 2003 - 2007гг., общая производственная мощность угледобывающих предприятий Украины уменьшилась на 33млн.т. Тенденция к сокращению мощностей пока не преодолена и представляет серьезную угрозу дальнейшего падения объема добычи.

В 2008г. в отрасли насчитывалось 167 действующих шахт и 4 разреза (они объединены в 158 административных единиц), из них 102 предприятия имеют мощность до 600тыс.т/год, 32 - от 600тыс. до 1млн., 33 - более 1млн.т.

Срок работы 50% шахт достигает 50 лет, из них 74 шахты (33%) эксплуатируются более 50 лет, а 38 шахт (17%) - свыше 70 лет.

За последние 30 лет введены в действие только 34 шахты (около 15% действующего фонда). За 50-летний период из числа действующих шахт было реконструировано лишь 30,1%, за последние 25 лет - только 10%.

Промышленно-производственные фонды угледобывающих предприятий изношены в среднем на 65%. Из 10 тыс. единиц основного стационарного оборудования более 1/4 полностью исчерпали свой нормативный ресурс эксплуатации.

В общем парке действующего забойного оборудования удельный вес очистных механизированных комплексов и проходческих комбайнов современного технического уровня составляет всего 2%, а новых погрузочных машин и ленточных конвейеров - менее 0,5%.

На шахтах, которые разрабатывают крутые угольные пласты, около 70% добычи угля до сих пор обеспечивается отбойными молотками.

Состояние угольной промышленности остается крайне неудовлетворительным, несмотря на то, что за последние несколько лет добычу угля удалось стабилизировать на плановом уровне.

Из многочисленных проблем, накопившихся в отрасли, следует особо выделить две:

- дефицит средств на воспроизводство и наращивание производственного потенциала, организацию нормального функционирования действующих угольных предприятий;

- недостаточную подготовленность отрасли к работе в рыночных условиях.

Первую проблему считают возможным решить двумя путями: за счет повышения цен на угольную продукцию и с помощью мобилизации внутренних резервов при сохранении финансовой поддержки шахт со стороны государства.

Соотношение цен на топливо в Украине сложилось не в пользу угля по сравнению с мазутом и газом. Поэтому некоторое повышение цен угля может

быть оправданным, но оно сдерживается ценовой конкуренцией на мировом угольном рынке (прежде всего со стороны России, Казахстана, Польши). В этой связи считают необходимым накопление внутренних ресурсов отрасли за счет направления большей части средств государственной поддержки на развитие перспективных шахт.

В связи с тем, что в последние годы капиталовложения в предприятия отрасли были недостаточными, объемы проведения горных выработок постоянно сокращаются. В результате количество лав уменьшилось на 26%, средняя очистная линия забоев - на 28%, а среднее количество очистных забоев - на 33%. Это привело к ежедневным потерям добычи в размере около 100тыс.т угля (30 - 35млн.т в расчете на год). Частично потеря была компенсирована за счет увеличения нагрузки на лаву почти на 50% - среднемесячного продвижения линии очистных забоев. Это позволило увеличить добычу на 70тыс.т-сутки (на 25млн.т-год). В то же время потери в добыче из-за несвоевременной подготовки и ввода в действие новых лав в 2005г. составили, по оценкам, 5 - 8млн.т.

Уменьшение объемов проведения вскрышных и подготовительных выработок в 2005г. на 16,3% по сравнению с 2000г. привело к сокращению подготовленных запасов на 43,6млн.т (18%), готовых - на 14млн.т (18,3%) и количества действующих очистных забоев на 175ед. (30,5%).

На протяжении многих лет остаются критическими состояние капитального строительства и темпы обновления основных фондов. За последние 10 лет объем капитального строительства в угольной промышленности сократился в 3,5 раза, что привело к значительному падению производственных мощностей шахт. Выбыло мощностей по добыче 84млн.т, а было введено в эксплуатацию новых - только в объеме 2млн.т (за предшествующее десятилетие - 15,6млн.).

Вследствие хронического недофинансирования капитального строительства в угольной отрасли в незавершенном строительстве находятся 855 объектов (на сооружение которых было использовано в целом 5млрд. гривен), из них 611 - производственного назначения.

В результате уменьшения на 30% количества действующих шахт объемы проведения и поддержания выработок упали соответственно на 18 и 22%, а объемы, приходящиеся на один действующий очистной забой увеличились на 32 и 16%. При этом структура и протяженность выработок, определяемые удельными объемами проходки и поддержания стволов, квершлагов и штреков, практически не изменились. Удельный вес находящихся в проходке наклонных выработок составил 16%, квершлагов - 3%, штреков - 33%. Трудоемкость поддержания на больших глубинах выработок с увеличенными (на 20—30%) площадями сечения непрерывно возрастает, а темпы их проходки снижаются.

Удельная протяженность поддерживаемых выработок на 1000т добычи сократилась со 170м в 1998г. до 100м в 2008, а на один действующий очистной забой увеличилась с 20 до 25км. Объем проходки полевых выработок сократился на 37%.

ВЫВОДЫ

В связи с отсутствием финансовой возможности для быстрого преодоления кризиса присущему угольной промышленности и шахтному строительству в частности, необходимо коренным образом пересмотреть политику развития отрасли, выстроив отношения таким образом, чтобы минимизировать затраты на всех уровнях производственной деятельности. При этом доминирующим должно быть понятие эффективности, качества и безопасности. В свете того, что за последние годы практически прекращено наращивание производственных мощностей действующих шахт и закладка новых, и с учетом постоянного ухудшения горно-геологических условий, необходим выход на новый качественный уровень с внедрением технологий не требующих значительной капиталоемкости на этапе подготовки и эксплуатации горнотехнических объектов.

Имеются существенные наработки позволяющие обеспечить решение части существующих проблем, которые хотя и находятся только в проектах из-за недостаточной поддержки (не только в финансовом, но и в моральном плане), все же могут быть внедрены в производство при организации программ по развитию, которые должны поддерживаться не только на государственном но и на производственном уровне. Комплекс мероприятий позволит обеспечить новое строительство и реконструкцию (в резерве находятся 67 участков с запасами около 10млрд.т с потенциальной мощностью по добыче в 130млн.т.-год) с обновлением шахтного фонда.

Также необходимо увеличивать удельный вес механизированных комплексов и проходческих комбайнов современного технического уровня (на сегодня в общем техническом парке их удельный вес составляет 2%). Этого невозможно осуществить в краткосрочном периоде, однако уменьшение материалоемкости сооружения ГТО позволит высвободить средства для этих мероприятий, что значительно увеличит эффективность горнопроходческих работ.

Так, например, имеются значительный опыт и наработки в областях применения анкерной крепи в различных горно-геологических условиях или применение монолитной бетонной крепи с податливой забутовкой для протяженных капитальных выработок со значительным сроком службы и др.. Эти примеры основаны на: уменьшении металло- и материалоемкости, а следовательно и снижении стоимости работ, обеспечении механизации – как следствие улучшение показателей производительности и безопасности; использовании относительно дешевых или местных материалов; безремонтном поддержании выработок (около 10% капитальных и 30% подготовительных выработок постоянно находятся в аварийном состоянии), что также является актуальным в связи с ограниченностью финансовых ресурсов. Кроме того, потеря добычи из-за уменьшения количества лав компенсируется за счет увеличения нагрузки на лавы до 50%.

Следует отметить и тот факт, что в незавершенном строительстве находятся 855 объектов (611 из которых – производственного назначения), так что при

изыскании средств на их ввод в эксплуатацию, существуют все предпосылки для укрепления угольной отрасли в целом.

Положительным для шахтного строительства является тот факт, что необходимые инвестиции в угледобычу в 5-6 раз меньше капиталовложений, необходимых для аналогичной добычи газа и других энергоносителей и то, что разведанные запасы угля являются основным ископаемым энергоносителем Украины, который позволяет в полной мере обеспечить ее энергетические потребности на данном этапе развития экономики и в долгосрочной перспективе.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Грядущий Б.А. Стратегические направления возрождения угольной отрасли / Б.А.Грядущий, Е.П.Мухин, В.Б.Грядущий. - журнал «Уголь Украины», 2007.- №1: с.15-17.
2. Ивашин В.М. Тенденции развития топливно-энергетического комплекса в мире в XXI в. и положение энергетики в Украине / В.М. Ивашин. - журнал «Уголь Украины», 2008.- №7: с.43-47
3. Красик В.Г. Программы перспективного развития угольной промышленности Украины / В.Г. Красик. - журнал «Уголь Украины», 2006.- №12: с.20-22

УДК 622.61

Будишевский В.А. проф. , Арефьев Е.М. инж, ДонНТУ, Донецк, Украина

МНОГОКРИТЕРИАЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ТЕХНОЛОГИЙ ОЧИСТКИ КОНВЕЙЕРНЫХ ЛЕНТ

Эффективность работы ленточных конвейеров в сложных горно-технических и горно-геологических условиях резко снижается из-за интенсивного прилипания влажной горной массы к рабочим поверхностям конвейера (лента, барабан, ролики, перегрузочные пункты и т.д.) и заштыбовки подконвейерного пространства просыпью транспортируемого груза, что вызывает необходимость периодической его очистки.

Решить проблему образования просыпи в подконвейерном пространстве можно путем повышения эффективности очистки конвейерных лент.

Задача выбора оптимального способа очистки для конкретных условий зависит от совокупности факторов (критериев) и может быть решена с помощью многокритериальной оптимизации. В последнее время данный способ анализа широко используется для решения технических задач.

Выбор устройств для очистки конвейерных лент – сложная инженерная задача, при решении которой должен быть учтен ряд критериев.

Все критерии выбора способа очистки конвейерных лент можно отнести к следующим группам [1]: экономические, эксплуатационные, технологические и социальные.

Экономические критерии заключаются в обеспечении минимальных материальных и трудовых затрат при изготовлении, эксплуатации и обслуживании устройств для очистки конвейерных лент. При решении эксплуатационных задач при выборе устройств для очистки конвейерных лент необходимо обеспечить безотказное их функционирование во время эксплуатации. Для решения технологических задач должны быть обеспечены технологичность изготовления, сборки и ремонта. К социальным задачам относятся: максимальная безопасность обслуживания, минимальные затраты тяжелого физического и ручного труда, комфортность труда и т.д.

Анализ критериев выбора устройств для очистки конвейерных лент позволяет говорить об их большом количестве и качественном характере. На основании этого для решения поставленной задачи целесообразно использовать многокритериальную оптимизацию. Данный метод решения задач, заключается в поиске лучшего (оптимального) решения, удовлетворяющего нескольким критериям, и сводится к выполнению ряда этапов.

На первом этапе определяются альтернативные варианты технологии очистки конвейерных лент, и формируется массив критериев, которые являются факторами, учитываемыми при выборе способа очистки.

На втором этапе проектировщик (группа экспертов) должен для упрощения задачи пренебречь маловажными критериями. Для остальных, более весомых критериев, необходимо установить коэффициент весомости g_i , учитывающий степень влияния i -го критерия на эффективность и целесообразность применения способа очистки. Следует отметить, что $\sum_{i=1}^n g_i = 1$, где n число принятых для оценки критериев.

На третьем этапе необходимо преобразовать показатели альтернативных способов очистки в безразмерные величины q_{ij} по формуле:

$$q_{ij} = \frac{(\rho(f)_i - f_{ij})}{\rho(f)_i}, \quad (1)$$

где f_{ij} – значение i -го критерия для j -го способа;

$\rho(f)_i$ - оптимальное значение критерия,

Таким образом, безразмерный критерий будет обозначать относительную разницу между истинным и оптимальным значениями критерия.

Значения критериев f_{ij} при различных способах очистки конвейерных лент от угольной примазки средней липкости оценивалась по трехступенчатой системе (приведены в табл. 1). Здесь приняты следующие условные обозначения уровней критериев:

- - низкий,
- ◐ - средний;
- - высокий.

На четвертом этапе производится расчет суперкритерия SK следующим образом:

$$SK_j = \sum_{i=1}^n q_{ij} g_i, \quad (2)$$

Из рассмотренных альтернативных вариантов очистки наилучшим является способ, обеспечивающий минимальное значение суперкритерия. По результатам проведенных исследований можно сделать выводы.

На основании обобщения и классификации критериев эффективности способов очистки конвейерных лент предложен алгоритм их сравнительной оценки, который может быть использован при проектировании очистителей под заданные условия эксплуатации конвейера. Алгоритм учитывает 24 частных критерия эффективности, объединенные в экономические, эксплуатационные, технологические и социальные группы, а также весомости этих критериев.

Таблица 1

Значения критериев для оценки способов очистки конвейерных лент

| № пп | Группа критериев | Критерии | Способы очистки | | |
|------|------------------|---|-----------------|-----------------|------------|
| | | | Отрыв | Сдвиг, срезание | Разрушение |
| 1 | Экономические | Степень очистки | ◐ | ● | ● |
| 2 | | Минимальный износ ленты | ● | ○ | ◐ |
| 3 | | Стабильность очистки | ◐ | ◐ | ◐ |
| 4 | | Энергоэффективность | ● | ◐ | ◐ |
| 5 | | Минимальная стоимость оборудования | ◐ | ● | ○ |
| 6 | | Срок службы очистителя | ◐ | ○ | ● |
| 7 | | Минимальные трудозатраты при обслуживании | ◐ | ● | ○ |

| | | | | | |
|----|------------------|---|---|---|---|
| 8 | Эксплуатационные | Возможность регулирования параметров | ● | ◐ | ◑ |
| 9 | | Автоматическая подача продуктов очистки в общий грузопоток | ◐ | ● | ○ |
| 10 | | Возможность размещения средств очистки в пределах габаритов конвейера | ● | ● | ○ |
| 11 | | Безотказность функционирования | ◐ | ◐ | ○ |
| 12 | | Ремонтопригодность | ● | ● | ○ |
| 13 | | Минимальная трудоемкость обслуживания | ◐ | ● | ○ |
| 14 | | Отсутствие влияния на тяговую способность привода | ● | ○ | ● |
| 15 | | Уровень автоматизации | ◐ | ◐ | ● |
| 16 | Технологические | Простота и доступность изготовления силами самого предприятия | ○ | ◐ | ○ |
| 17 | | Технологичность монтажа | ◐ | ◐ | ○ |
| 18 | | Технологичность ремонта | ◐ | ● | ○ |
| 19 | Социальные | Безопасность обслуживания | ◐ | ● | ◐ |
| 20 | | Минимальные затраты ручного и тяжелого физического труда | ◐ | ● | ◐ |
| 21 | | Комфортность труда | ● | ● | ◐ |
| 22 | | Легкость и удобство управления | ● | ◐ | ● |
| 23 | | Санитарно-гигиенические условия труда | ● | ● | ◐ |
| 24 | | Защита окружающей среды | ○ | ○ | ○ |

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Проектирование и конструирование горных машин и комплексов: Учебник для вузов/Малеев Г.В., Гуляев В.Г., Бойко Н.Г. и др. – М.: Недра, 1988. – 368 с.

УДК 622.281.74

*Солодянкин А.В. , к.т.н., доц., Кравченко М. А каф., СГТ, студ. НГУ,
г.Днепропетровск, Украина*

ОБОСНОВАНИЕ СПОСОБА ПОВЫШЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ГОРНОЙ ВЫРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ ОЖИДАЕМЫХ БОЛЬШИХ СМЕЩЕНИЙ КОНТУРА ВЫРАБОТКИ С ПРИМЕНЕНИЕМ ПОДАТЛИВОЙ АНКЕРНОЙ КРЕПИ

1. Общие сведения. Постановка задачи. Характерным случаем в практике сооружения протяженных выработок в условиях больших глубин и слабых вмещающих пород является формирование зоны разрушения в короткие сроки и возникновение таких негативных проявлений горного давления как пучение пород почвы и вывалообразование без заметного снижения интенсивности геомеханических процессов.

Сложная геомеханическая ситуация в данном случае приводит к тому, что размеры ЗНД и смещения контура выработки достигают критических значений, приводящих к потере упруго-пластической устойчивости еще до стабилизации геомеханических процессов вызванных проведением выработки. В связи с этим, мероприятия, которые могут обеспечить устойчивость выработки необходимо выполнять сразу после обнажения пород или с минимальной задержкой по времени.

Эффективным мероприятием для рассматриваемых условий может стать упрочнение приконтурного массива пород до начала формирования зоны трещиноватости (этап 1). Например, устанавливая анкера сразу после обнажения массива в призабойной части выработки. Это позволит повысить прочность массива в приконтурной части за счет их армирования, ограничит смещения контура выработки. После образования демпферной зоны и стабилизации деформационных процессов, проводят мероприятия, препятствующие дальнейшим деформациям приконтурных пород (этап 2).

Весьма важным, как говорилось ранее, является обеспечение плотного контакта крепи и породного массива. Как отмечено в [1], заполнение закрепного пространства при установке в штреке арочной крепи и применения анкеров для укрепления боковых пород способствуют уменьшению конвергенции на одну треть.

Горные породы, прилегающие к контуру выработки в непосредственной близости от забоя находятся в условиях трехосного сжатия и имеют прочность нетронутого массива. Сдерживающее влияние забоя с удалением его ослабевает, происходит разгрузка минимальной компоненты напряжений и начинается развитие разрушения приконтурных пород. Учитывая уровень напряжений на больших глубинах разработки, воздействовать на ход процесса разрушения существующими техническими средствами не представляется возможным. Вместе с тем, испытания образцов горных пород в условиях трехосного сжатия показали, что наличие анкера оказывает сдерживающее влияние на развитие процесса разрушения [2]. Установка анкеров до начала развития разрушения позволяет сохранить остаточную прочность на уровне до 40 %. Увеличение коэффициента сцепления пород за счет анкерования на 10...50 % приводит к уменьшению размеров зоны разрушенных пород на 24...30,5 %.

Таким образом, установкой анкеров в непосредственной близости от забоя может быть сохранено высокое значение остаточной прочности приконтурных пород, создана армированная грузонесущая породная оболочка, и тем самым максимально снижено расслоение пород и смещения массива.

2. Конструкция анкеров и технология реализации способа. Учитывая то, что установка анкеров должна выполняться еще до образования зоны трещиноватости, а их последующая совместная работа с приконтурными породами предусматривает формирование зоны трещиноватости при ограничении смещений, анкера должны быть податливыми и сохранять свою работоспособность в условиях значительных подвижек контура выработки.

Анкерная крепь, применявшаяся длительное время в тоннелестроении, горнодобывающей промышленности в устойчивых породах, обладает ограниченной податливостью (в пределах упругих деформаций стержня анкера, что соответствует примерно 3 % длины анкера). Поэтому ее используют, как правило, там, где ожидаются относительно небольшие деформации породного массива.

Между тем опыт применения анкерной крепи в угледобывающей промышленности, а также результаты многочисленных исследований показывают, что анкерная крепь может обеспечивать устойчивость выработок при больших деформациях приконтурного массива, если только анкеры будут способны воспринимать столь значительные деформации.

В последние годы появилось множество конструкций податливых (скользящих) анкеров, имеющих достаточно высокую несущую способность и позволяющих породному контуру смещаться на 200-1000 мм.

Элементами податливости в анкерах могут быть замки, опорные элементы (планки), хвостовики, тело анкера, состоящее, как правило, из выдвигной части, являющейся грузонесущим стержнем и трубы с наполнителем (полимер, сыпучий материал, дерево и др.), за счет которого и осуществляется податливость анкера с постоянным сопротивлением (50-100 см).

Эффективным для этих целей может оказаться анкер типа «split-set», обладающий целым рядом положительных качеств:

имеет простую конструкцию;
 создает в анкерных шпурах распорное усилие, зависящее от свойств пород;
 является вначале податливой, а затем жесткой крепью;
 повышает устойчивость породного массива путем предварительного его нагружения;

благодаря полному распору и полному контакту с породой оказывать сопротивление нагрузкам на породный массив;

снижает до минимума влияние внутренних концентраций напряжений во всех действующих изнутри анкерных системах;

повышает безопасность работы горняков;

дешевле, чем анкеры, закрепляемые полимерным или цементным составами.

Технология реализации способа состоит в следующем (рис. 1). При проведении выработки непосредственно в забое устанавливаются податливые анкера высокой несущей способности.

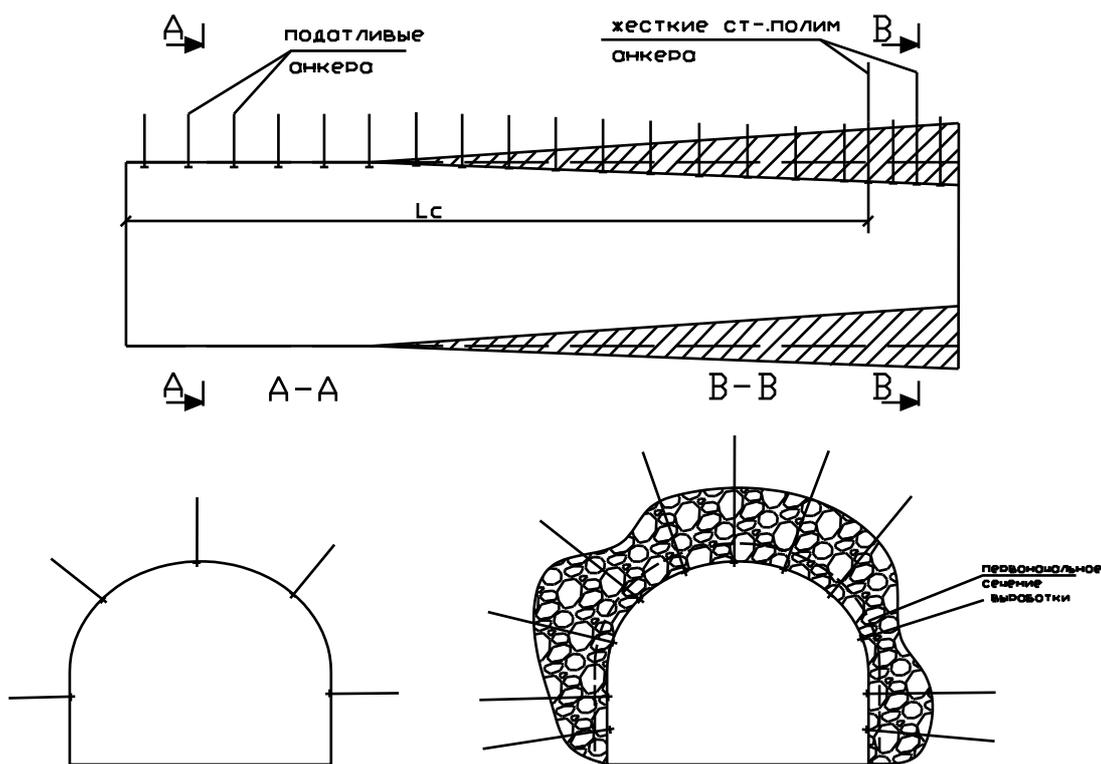


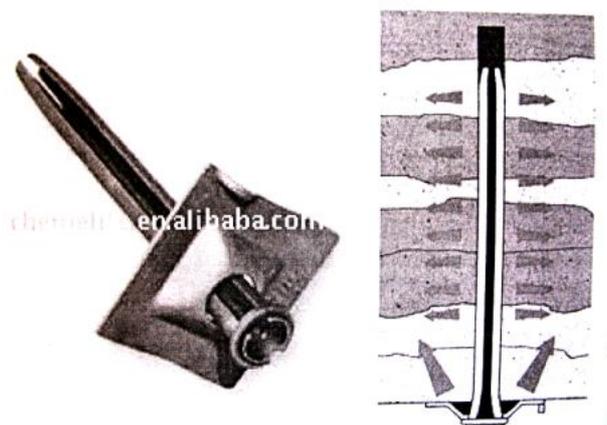
Рис. 1. Схема возведения крепи

На определенном расстоянии от забоя, после реализации части деформаций и образования демпферной зоны, но до критических смещений контура, устанавливаются жесткие сталеполимерные анкера.

Выполненные автором экспериментальные работы по внедрению рамно-анкерной крепи, кроме решения основной задачи, направленной на снижение вредного влияния несимметричной нагрузки [3], показали высокую эффективность анкеров, работающих в податливом режиме даже при установке в действующей выработке в зоне нарушенных пород. Измерений смещения контура выработки и величины расслоения приконтурного массива при проведении этих исследований не выполнялось. Однако по общему состоянию выработки на экспериментальном участке снижению деформаций металлической крепи в местах установки анкеров, можно было судить об их активной работе по предупреждению расслоений приконтурного массива.

Таким образом, анализ результатов выполненных аналитических и экспериментальных исследований процесса формирования зон разрушения вокруг выработки показывают, что анкерную крепь, установленную в забое выработки, можно рассматривать как эффективное средство снижения степени разупрочнения и разрыхления приконтурного массива пород и смещений контура.

Это позволяет стабилизировать процесс деформирования окружающего выработку массива до достижения критических величин, вызывающих тяжелые последствия. Вторым этапом рассматриваемого способа обеспечения устойчивости выработки является применение средств, препятствующих дальнейшей потере прочности приконтурных пород, повышения их несущей способности путем упрочнения вяжущими веществами или обычными анкерами с высокой несущей способностью, а также путем изоляции приконтурного массива от воздействия рудничной атмосферы и увлажнения.



Упрочняющие податливые анкера. Достоинства: простота конструкции; распорное усилие в шпурах; податливый, а затем жесткий режим работы; повышение устойчивости породного массива; полный распор и контакт с породой; повышение безопасности работ; дешевле, чем анкера, закрепляемые полимерным или цементным составами.

Таблица

| Некоторые результаты эффективности анкеров, устанавливаемых в пределах зоны разрушенных пород | | |
|---|--|--|
| Автор исследования | Условия решения задачи | Показатели эффективности смещения контура выработки снижаются на 30 %. |
| Виноградов В.В. Результаты аналитического решения задачи об определении параметров анкерной крепи | для пород I и II категории устойчивости (по СНиП), когда зона разрушения не выходит за пределы упрочненной анкерами оболочки | |
| | для пород III категории устойчивости, при длине анкера, меньше, зоны разрушения, образующейся после отхода забоя | смещения контура выработки снижаются на 45 %. |
| Бабиюк В., Леонов А.А. Результаты внедрения способа обеспечения надежности подготовительных выработок рамно-анкерным креплением. | для породных образцов, работающих в условиях жесткого деформирования | предел прочности упрочненных анкерами пород увеличивается в 1,37 раза; остаточная прочность пород увеличивается в 2,3 раза. |
| Солодянкин А.В. Результаты внедрения способа усиления крепи выработок при несимметричной нагрузке | для пород III категории устойчивости, в зоне влияния очистных работ | изгибающие моменты в металлической крепи снижаются на 47%, улучшение общего состояния выработки |

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Гротовски У. Прогресс в управлении горным давлением // Глюкауф. – 1981. №17. – с. 35-38.
2. Виноградов В. В. Геомеханика управления состоянием массива вблизи горных выработок. – Киев: Наукова думка, 1989. – 192с.
3. Солодянкин А. В. Обоснование параметров способа усиления крепи подготовительных выработок при несимметричной нагрузке. Дисс... канд. тех. наук: 05.15.04. – Днепропетровск, 1996. – 243с.

УДК 693.30

Минеев С.П., проф. Лукьяненко А. С., Полях И. С. студ. Национальный горный университет, г. Днепрпетровск

МЕТОДИКА ОЦЕНКИ ТЕПЛОИЗОЛЯЦИИ СООРУЖЕНИЙ

Теплоизоляция зданий сооружений является одним из важнейших элементов энергосбережения, поскольку существенно сокращает нежелательные потери тепла, потребление энергии для систем нагрева и охлаждения. Считается, что через внешние стены теплопотери составляют примерно 40 %, а остальное приходится на кровлю, окна и фундамент. В современных строительных технологиях уменьшение потерь связано с правильным выбором утеплителей. В настоящее время существует множество строительных теплоизоляционных материалов, используемых для обеспечения удерживания тепла в помещениях [1, 2].

Для оценки параметров сопротивления теплоотдачи теплоизоляционного материала используем зависимости:

$$Q = \frac{t_{в} - t_{н}}{R_0^{Tp}}, \quad (1)$$

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

$t_{в}$ – расчетная температура воздуха внутри помещения, °C ;

$t_{н}$ – расчетная температура воздуха с наружи помещения, °C .

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

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

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

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

Результаты проведенного по формулам (1 и 2) расчета теплоотдачи различных строительных материалов от разности температур приведены на рисунке 1. Теплоотдача строительных материалов стен зданий и сооружений существенно зависит от разности температуры наружного воздуха и в середине помещения. При расчетах в качестве строительного материала были приняты бетон, кирпичная кладка толщиной 0,35м, а также бетон и кирпичная кладка с утеплителем - минеральной ватой толщиной 0,05м.

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

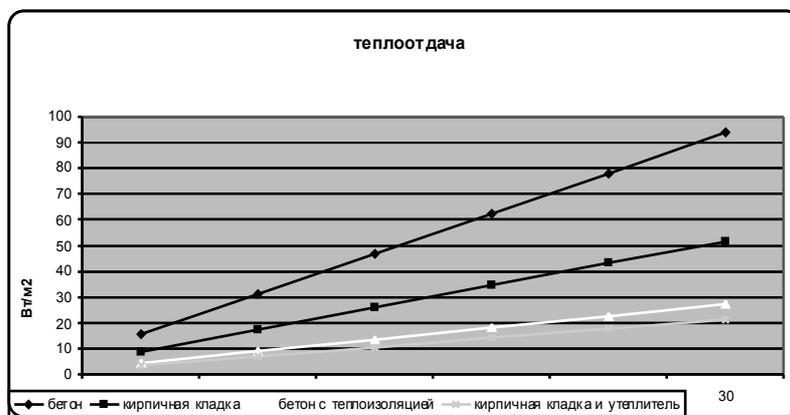


Рис. 1 - Зависимость теплоотдачи строительных материалов от разности температур

Выполненные расчеты по оценке изотермической кривой в зимнее время (-15°C) показывают, что при толщине стены в полтора кирпича, в зависимости от расположения утеплителя - минваты с внутренней или наружной стороны стены видны существенные отличия. Так, например, при наружной теплоизоляции точка росы находится в слое утеплителя, а температура стены при этом всегда положительная. При стене без утеплителя точка росы будет располагаться внутри стены, что не совсем хорошо для ее долговечности.

Показано, что расход бытового газа для отопления помещения в пересчете на 1 м^2 внешней кирпичной стены толщиной 24 см в течение отопительного сезона в зависимости от толщины теплоизоляционного слоя (0; 6; 8 и 10 см) соответственно будет составлять 19,4, 5,9, 4,7, 4,0 м^3 . При этом наибольшее количество потерь тепловой энергии (около 35%) составляют за счет выхода их сквозь стены.

Таким образом, приведенные в докладе данные показывают на необходимость выполнения теплоизоляции зданий и сооружений в технологии строительства, причем не только для достижения температурного комфорта человека и значительного сокращения потерь теплоэнергии, но и для существенного повышения долговечности исследуемой стены.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

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

УДК 622.258.3

Прокопов А. Ю. к.т.н., доц., доц., Прокопова М. В. доц., к.т.н.,
Ткачева К.Э., студ. Шахтинский институт ЮРГТУ(НПИ), г. Шахты, Россия

УЧЕТ ДОПОЛНИТЕЛЬНЫХ АЭРОДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК НА АРМИРОВКУ СТВОЛА

Действующими нормативными документами по проектированию жесткой армировки вертикальных стволов [1,2] дополнительные нагрузки на армировку вследствие аэродинамических сил на подъемные сосуды не учитываются.

Тем не менее, эти силы, особенно в местах встречи подъемных сосудов, вызывают дополнительные нагрузки на проводники, изученные в работах [3,4]. В месте встречи подъемных сосудов в стволе возникает подпор воздуха, который стремится расширить пропускное сечение воздушной струи между сосудами. Затем часть воздуха проходит с повышенной скоростью между подъемным сосудами, его статическое давление падает, вследствие этого возникает толчкообразное ускорение подъемного сосуда, направленное к середине ствола и вызываемое более высоким статическим давлением воздуха в крайних сегментах сечения ствола.

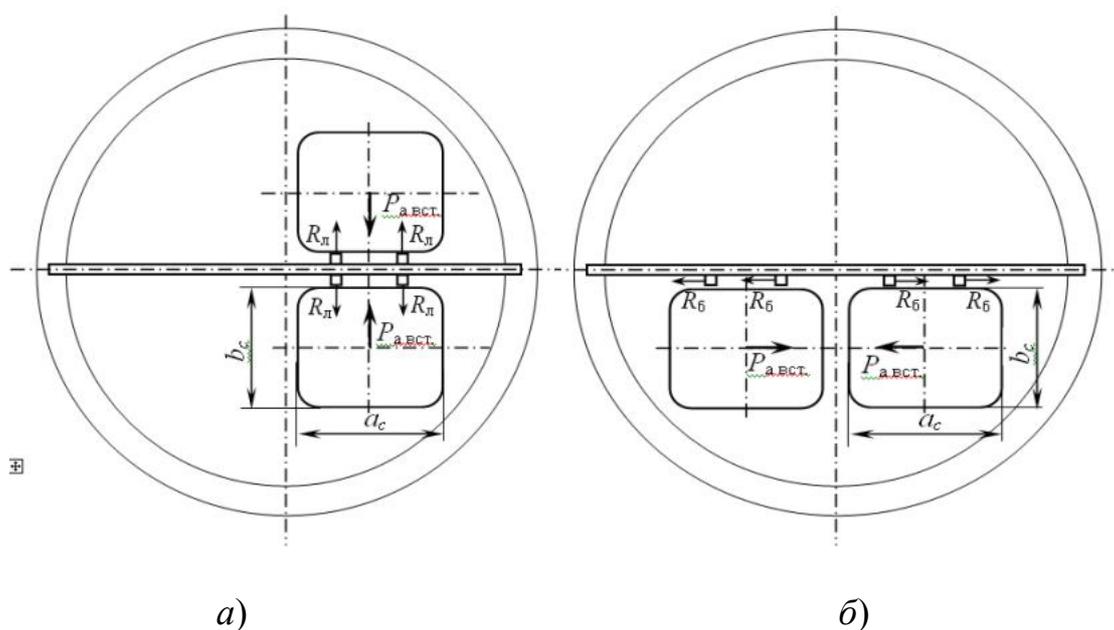
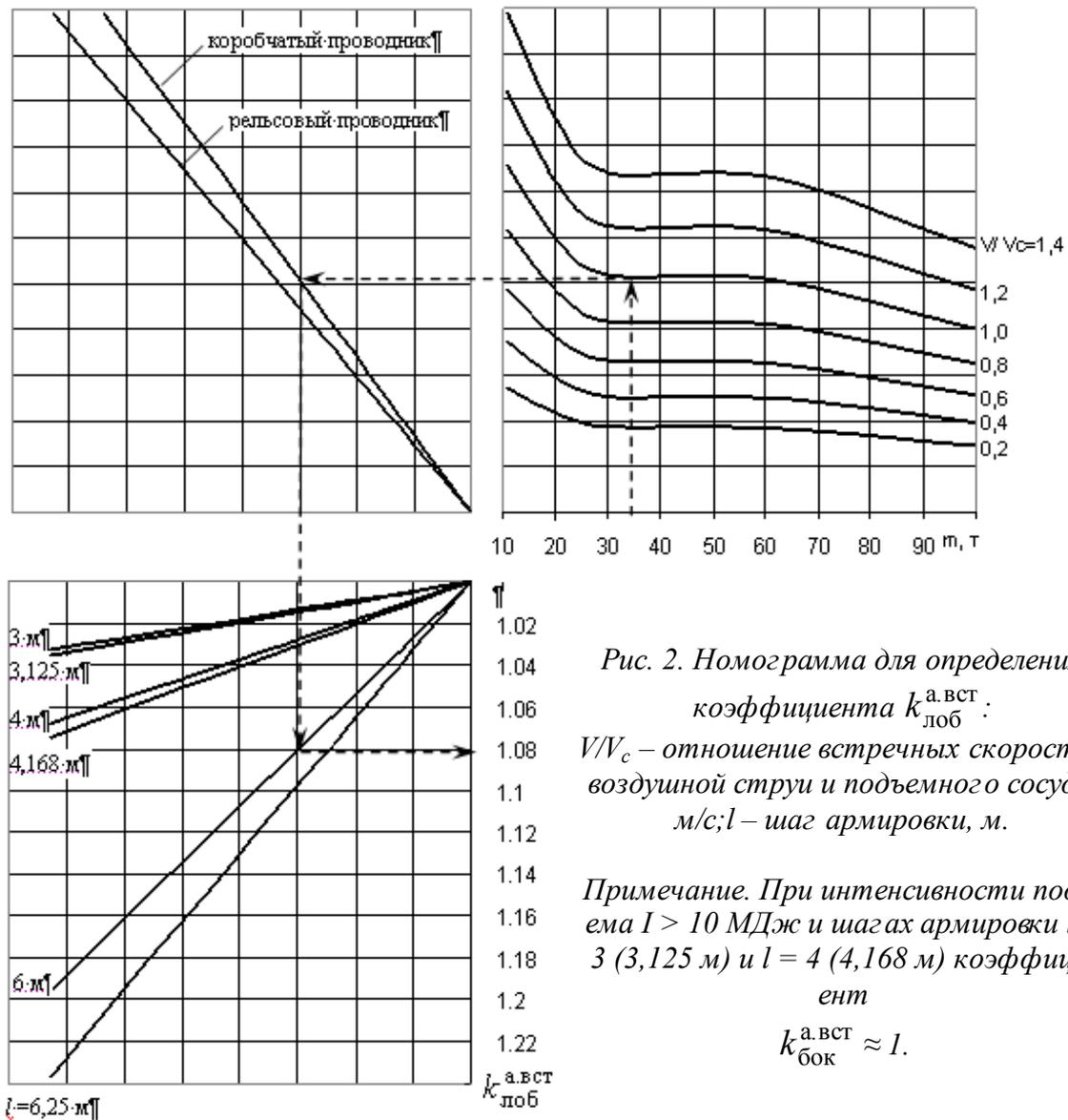


Рис. 1. Схема формирования дополнительных нагрузок на проводники от аэродинамической силы на сосуды в месте их встречи:
а – лобовой; б – боковой, $R_{л.}$, $R_{б.}$ – лобовая и боковая реакции проводников от действия аэродинамической силы на подъемные сосуды $P_{a.вст.}$

Анализ материалов продувок моделей в аэродинамической трубе цилиндрической формы [5] позволяет ориентировочно считать, что для взаимных размещений тел в трубе, подобных размещению подъемных сосудов в шахтном стволе, боковое давление на стенки встречного сосуда составляет 15 – 20% среднего давления на днище или крышу.

В зависимости от расположения подъемных сосудов в сечении вертикального ствола горизонтальная аэродинамическая сила на сосуды может вызывать дополнительную лобовую (рис. 1, а) или же боковую (рис. 1, б) силы на проводники.



Для учета дополнительных аэродинамических сил предлагается ввести к основным эксплуатационным нагрузкам поправочные коэффициенты лобового $k_{\text{лоб}}^{\text{a.вст}}$ и бокового $k_{\text{бок}}^{\text{a.вст}}$ аэродинамического удара, которые определяются выражениями:

$$k_{\text{лоб}}^{\text{а.вст}} = 1 + \frac{c \rho a_c H (k + \sin \alpha_a^{\text{л}}) l^2}{15 n \Delta_y K_p^2 m \gamma_y} \left(1 + \frac{V}{V_c}\right)^2;$$

$$k_{\text{бок}}^{\text{а.вст}} = 1 + \frac{c \rho b_c H (k + \sin \alpha_a^{\text{б}}) l^2}{15 n \Delta_x K_p^2 m \gamma_x} \left(1 + \frac{V}{V_c}\right)^2,$$

где: c – коэффициент сопротивления, определяемый опытным путем в зависимости от формы тела; для скипа, как параллелепипеда $c = 0,36$ [5]; ρ – плотность воздуха, кг/м³; a_c, b_c – геометрические размеры подъемного сосуда в плане (см. рис. 1), соответственно перпендикулярный и параллельный лобовой нагрузке на проводник, м; H – высота подъемного сосуда, м; V, V_c – соответственно скорости воздушной струи и подъемного сосуда, м/с; $k = 0,15 \div 0,20$ – коэффициент, учитывающий уменьшение давления вследствие потери скорости при движении воздуха в поперечном направлении; $\alpha_a^{\text{л}}, \alpha_a^{\text{б}}$ – соответственно углы атаки воздушной струи в лобовой и боковой плоскостях, °; l – шаг армировки, м; n – количество проводников, воспринимающих нагрузку; Δ_x, Δ_y – зазоры на сторону между рабочими или предохранительными направляющими скольжения и проводником; K_p – коэффициент влияния типа рабочих направляющих подъемного сосуда; γ_{y1}, γ_{x1} – коэффициенты соответственно в лобовой и боковой плоскостях, определяемые по методике [1]

Для упрощения расчета коэффициентов $k_{\text{лоб}}^{\text{а.вст}}$ и $k_{\text{бок}}^{\text{а.вст}}$ можно оценить их значения с помощью номограмм. На рис. 2 представлена номограмма для определения коэффициента лобового аэродинамического удара $k_{\text{лоб}}^{\text{а.вст}}$ в зависимости от массы подъемного сосуда m , связанной для типовых скипов с их размерами a_c, b_c и H , отношения встречных скоростей воздуха и подъемного сосуда V/V_c , профиля проводника, связанного с типом направляющих устройств подъемного сосуда и шага армировки l .

Аналогичная номограмма построена и для коэффициента бокового аэродинамического удара $k_{\text{бок}}^{\text{а.вст}}$.

Как следует из величин коэффициентов $k_{\text{лоб}}^{\text{а.вст}}$ и $k_{\text{бок}}^{\text{а.вст}}$, дополнительные лобовые и боковые нагрузки на коробчатые (рельсовые) проводники вследствие действия аэродинамического удара в местах встречи скипов, при средней интенсивности подъема (3 – 10 МДж) составляют:

– 2-7% эксплуатационной нагрузки при шагах армировки 3 (3,125) и 4 (4,168) м;

– 7 – 22% эксплуатационной нагрузки при шагах армировки 6 (6,25) м.

При высокой интенсивности подъема (10 – 40 МДж) удельный вес дополнительной нагрузки вследствие аэродинамического удара в общей нагрузке на армировку снижается и составляет:

- 1-2% эксплуатационной нагрузки при шагах армировки 3 (3,125) и 4 (4,168) м;
- 4 – 11,5% эксплуатационной нагрузки при шагах армировки 6 (6,25) м.

Таким образом, дополнительные лобовые и боковые нагрузки на проводники вследствие действия аэродинамических сил в местах встречи подъемных сосудов должны обязательно учитываться при проектировании армировки с шагом 6 (6,25) м при любой интенсивности подъема, а также с шагом 3 (3,125) и 4 (4,168) м при интенсивности подъема ниже 10 МДж.

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Методика расчета жестких армировок вертикальных стволов шахт.– ВНИИГМ им. М.М. Федорова.– Донецк, 1985.– 170 с.
2. Пособие по проектированию и монтажу жесткой армировки вертикальных стволов шахт и рудников (к СНиП II-94-80). Гос. ком. СССР по народн. образ., Моск. горн. ин-т / Под ред. И.В. Баклашова. – М.: Недра, 1989. – 160 с.
3. Прокопов А.Ю. Влияние аэродинамических сил на подъемные сосуды и жесткую армировку в стволах с высокой интенсивностью подъема// Горный информационно-аналитический бюллетень – М.: МГГУ, 2006. – Тематическое прил. «Физика горных пород» – С. 309 – 316.
4. Прокопов А.Ю. Влияние аэродинамических сил на жесткую армировку вертикальных стволов// Научно-технические проблемы разработки угольных месторождений, шахтного и подземного строительства: Сб. науч. тр. / Шахтинский ин-т ЮРГТУ(НПИ). – Новочеркасск: УПЦ «Набла» ЮРГТУ(НПИ), 2005. – С. 140 – 145.
5. Белый В.Д. Канатные проводники шахтных подъемных установок. – М.: Углетехиздат, 1959. – 212 с.

УДК 691.3.002.3

*Солодянкин А. В. к.т.н., доц., Алямов Ш. студ. каф. СГМ,
НГУ, г. Днепрпетровск, Украина*

ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ ПРИМЕНЕНИЯ БЕТОНА В ПОДЗЕМНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

«Бетон – наилучший из материалов, изобретенных человечеством», – сказал знаменитый итальянский архитектор П.Л. Нерви. И он был прав.

Сегодня большинство домов в современных городах сделано из бетона. Бетон применяют для строительства мостов и тоннелей, портов и плотин, дорог, подземных сооружений, атомных электростанций и стартовых площадок для ракет.

Несмотря на появление новых видов материалов, в ближайшие десятилетия бетон и железобетон останутся в капитальном строительстве на одном из первых мест среди конструктивных строительных материалов.

Первый бетон, который использовался для строительства жилищ, появился еще в каменном веке – задолго до появления металлов. Вяжущим веществом для этого бетона являлась глина и жирная земля.

Позднее, более чем за 3 тыс. лет до н.э. в Египте, Индии и Китае начали изготавливать искусственные вяжущие, такие, как гипс, известь, которые получали посредством умеренной термической обработки. Представляя собой прочный и дешевый местный материал, бетон стал широко использоваться для строительства.

Наиболее раннее применение бетона в Египте, обнаруженное в гробнице Тебесе (Тебе) относят к 1950 г. до н.э. Бетон был применен при строительстве галерей египетского лабиринта и монолитного свода пирамиды Нима задолго до н.э.

Ученые из французского Центра аэрокосмических исследований и американского Университета штата Филадельфии, считают, что величайшие пирамиды Древнего Египта частично сделаны из искусственного материала, сходного с бетоном.



Рис. 1. Акведук

С помощью современного оборудования они провели анализ камней, из которых сложены пирамиды Хеопса, Хефрена и Микерина. Часть из них имеют естественное происхождение. Камни в верхних рядах пирамид представляют собой искусственные блоки, сделанные древними египтянами из бетона. Ученым удалось восстановить формулу древнего строительного материала. Он включал пальмовую золу, крошку песка-

ника и особый вид соды, полученной из воды Нила. Предполагается, что бетон готовился непосредственно на строительной площадке, затем поднимался с помощью ведер на верхние уровни пирамид и там заливался в деревянные формы. Проведенные в университете бельгийского города Намюр опыты по производству бетона по древнеегипетскому рецепту завершились успехом. Масса, затвердевшая в течение 10 дней, имела высочайшую стойкость.

Наибольшее развитие бетон получил в эпоху древнеримского государства [1]. Совершенными и масштабными по меркам современных технологий являются многие римские сооружения – акведуки (рис. 1), многослойные полы, своды и купола. Храм Пантеон в Риме (рис. 2) пережил несколько крупных землетрясений. Толщина его купола в верхней части – самой тонкой составляет 1,4 м, у опорного кольца – 6 м. Внутренний диаметр купола составляет 43 м (рис. 3, 4).

Кстати, выражение: «Все дороги ведут в Рим» появилось в те времена. А точнее было бы сказать – все дороги идут из Рима, потому что приоритетным направлением строительства римского государства являлись дороги – торговые пути. В начале II века во времена Траяна эксплуатировалось около 100 тыс. км государственных дорог. Некоторые участки римских бетонных дорог эксплуатируются до сих пор (рис. 5). В хорошем состоянии находятся также участки портовых сооружений, которые постоянно находятся в агрессивной соленой морской воде.

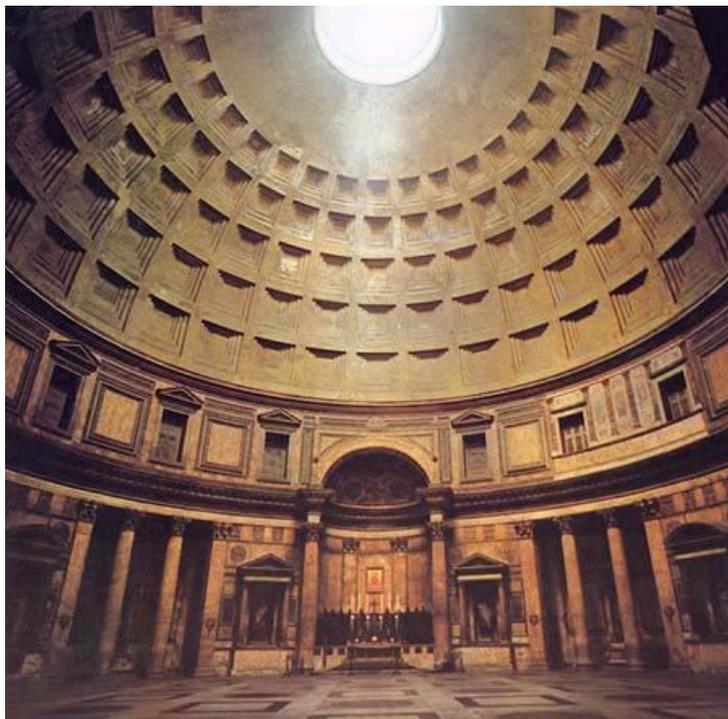


Рис. 2. Храм Пантеон

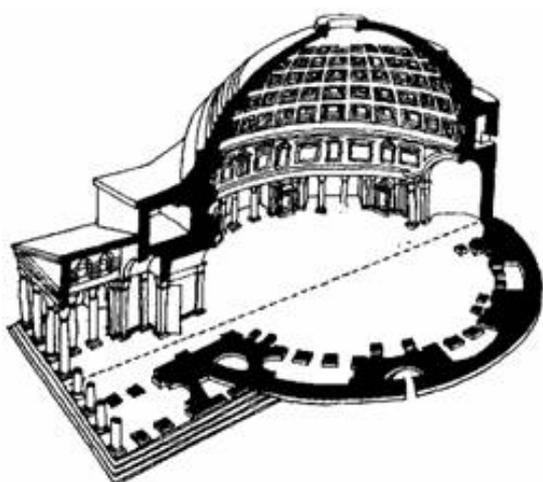


Рис. 3. Пантеон - разрез

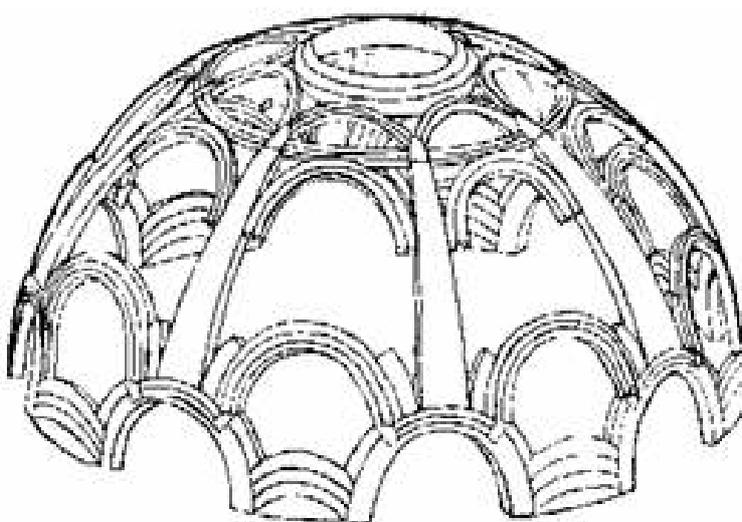


Рис. 4. Пантеон. Конструкция купола

После падения Римской Империи рецепт изготовления бетона был забыт на тысячу лет.

Использование бетона и железобетона для строительства началось только во второй половине XIX в., после получения и организации промышленного выпуска портландцемента. Активно совершенствовалась технология выполнения работ, качество вяжущих веществ, рецептура бетона.

В настоящее время строительство из бетона и железобетона приобрело такой огромный размах, что 20-й век стали называть «золотым веком» бетона.



Рис. 5. Аппиева дорога в Италии

Ежегодное производство бетона превышает 2 млрд. кубометров, что намного превосходит производство других видов промышленной продукции и строительных материалов.

Бетон стал применяться не только в строительстве, но и в таких областях как авиация, судостроение и железнодорожный транспорт. Из железобетона было построено много речных и морских судов, танкеров. В экспериментальном порядке изготавливались крылья и фюзеляжи самолетов, железнодорожные вагоны, батискафы и подводные лодки.

Некоторые масштабные проекты были рассчитаны на применение в качестве основного строительного материала именно бетона. Например, проект железобетонного моста длиной 85 км через Берингов пролив, который соединил бы Чукотский полуостров с Аляской. В 1984 г. в США был выдвинут проект сооружения на Луне поселений из бетона.

Разработки американских инженеров показали, что сегодня есть все реальные условия для сооружения железобетонного небоскреба высотой в 1,6 км.

Одними из наиболее масштабных сооружений в настоящее время являются тоннели, имеющие протяженность десятки километров [2, 3].

Одними из наиболее масштабных сооружений в настоящее время являются тоннели, имеющие протяженность десятки километров [2, 3].

Пять самых длинных автодорожных тоннелей мира

| Название | Страна, место | Длина, км |
|-------------|---------------|-----------|
| Лаэрдаль | Норвегия | 24,5 |
| Жонгнаншань | Китай | 18,0 |
| Готтардский | Швейцария | 16,9 |
| Арлберг | Австрия | 14,0 |
| Суешан | Тайвань | 12,9 |

Семь самых длинных железнодорожных тоннелей мира

| Название | Место | Длина, км | Год открытия |
|-------------------------|--------------------------------|-----------|--------------|
| Сейкан (подводный) | Пролив Цугару, Япония | 53,90 | 1988 |
| Евротоннель (подводный) | Пролив Ла-Манш, Англия-Франция | 49,94 | 1994 |
| Дай-Шимицу (подводный) | Япония | 22,17 | 1982 |
| Симплон I | Альпы, Швейцария-Италия | 19,82 | 1922 |
| Симплон II | Альпы, Швейцария-Италия | 19,80 | 1906 |
| Шин-Канмон (подводный) | Япония | 18,68 | 1975 |
| Апеннинский . | Болонья-Флоренция, Италия | 18,52 | 1934 |

Самыми длинными тоннелями являются железнодорожные Сейкан (Япония) – 53,9 км и Евротоннель (Англия-Франция) – 49,94 км.

Тоннель Сейкан представляет собой систему из трех тоннелей - транспортного, вспомогательного и дренажного. Толщина бетонных стенок транспортного тоннеля составляет 70 см (рис. 6). Радиус сводовой части 4,8 м, высота – 9 м.

Евротоннель также представляет систему из трех параллельных тоннелей: два транспортных и между ними служебный (рис. 7). По двум основным тоннелям диаметром 10 м происходит однонаправленное движение поездов, в третьем, диаметром 7 м расположена обслуживающая система.

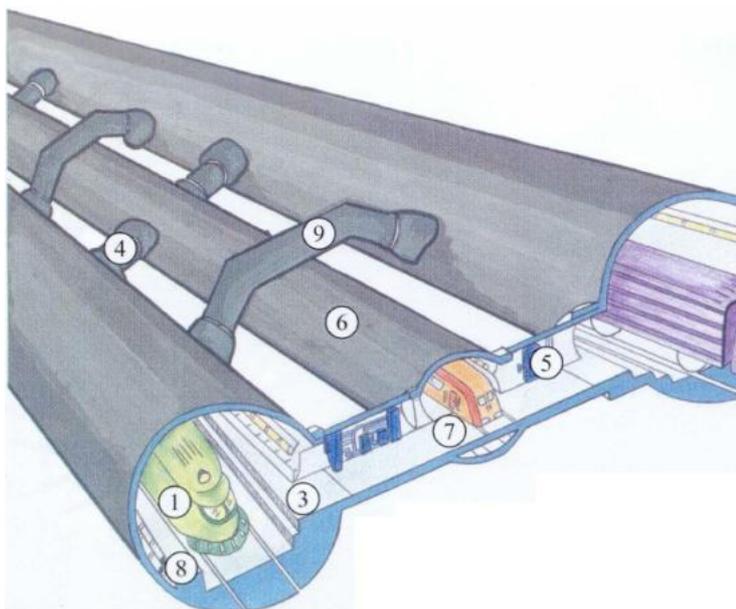


Рис. 7. Конструкция Евротоннеля

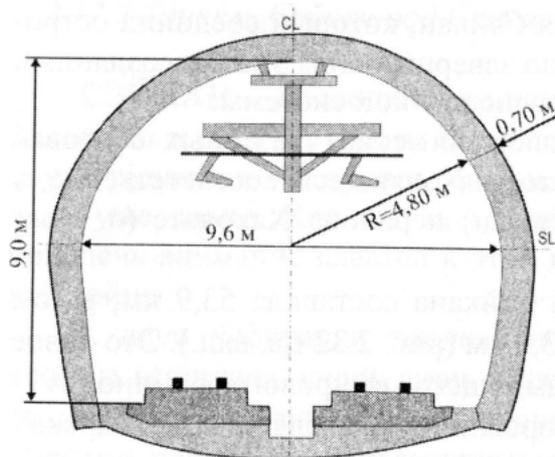


Рис. 6. Сечение транспортного тоннеля Сейкан

Крепление транспортных тоннелей осуществлялось 5 железобетонными полукруглыми блоками весом 8 т толщиной 1 м, которые образовывали крепежное кольцо весом 40 т.

В настоящее время на уровне ведущих мировых государств обсуждается проблема создания всемирной системы подводных тоннелей.

Для этого предусматривается соединение континентов подводными тоннелями и создание единой системы железных дорог, для чего необходимо соединить подводными тоннелями:

- Чукотку и Аляску – 100 км;
- Сахалин и Материк – 8 км;
- Сахалин и Японию – 43 км;
- Европу и Африку – 38 км.

Все эти проекты входят в глобальную программу системы «Евротоннелей» глубокого заложения общей протяженностью 3800 км стоимостью около 200 млрд. долл. США и рассчитанную на ближайшие 30-40 лет.

В связи с этим, очень важной задачей для осуществления этих планов является повышение прочности и качества бетона, снижение его стоимости.

Как известно, главными факторами, определяющими прочность бетона, являются:

- активность вяжущего вещества (марка цемента);
- количество воды, необходимой для приготовления бетонной смеси;
- качество заполнителя;
- технологические факторы;
- условия твердения бетона.

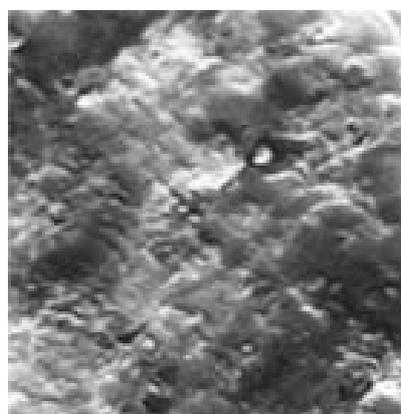
По каждому из этих направлений имеются определенные достижения, доказывающие значительные резервы совершенствования технологических и потребительских качеств бетона.

Современный отечественный и зарубежный опыт показывает, что благодаря применению тонкодисперсных органоминеральных добавок (микрокремнезем, металлургические шлаки, зола-унос), нанотехнологий, суперпластификаторов, возможно производство супербетонов (рис. 8) с такими характеристиками [4, 5]:

- марка цемента М1300...1400;
- водоцементное отношение - В/Ц = 0,24 и менее;
- морозостойкость - не менее Р600...Р700;
- водонепроницаемости - не менее W8-W2



а)



б)

Рис. 8. Электронные фотографии поровой структуры цементного камня:
а – обычного; б - с добавлением активной минеральной добавки

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. Кочетов В. А. Римский бетон: Из истории строительства и строительной техники Древнего мира. – М.: Стройиздат, 1991. – 111 с.
2. Лысиков Б. А., Каплюхин А. А. Использование подземного пространства. – Донецк: Вебер, 2008. – 416 с.
3. Лысиков Б. А., Кауфман Л. Л. Подземные структуры: часть 1. – Донецк: Норд-Пресс, 2005. – 280 с.
4. Батраков В. Г. Модифицированные бетоны. М.: Стройиздат, 1990.
5. Демьянова В. С., Калашников В. И., Борисов А. А. Об использовании дисперсных наполнителей в цементных системах // Жилищное строительство.– 1999. – № 1.

Науково-технічне видання

МАТЕРІАЛИ 3-Ї МІЖНАРОДНОЇ НАУКОВО-ПРАКТИЧНОЇ
КОНФЕРЕНЦІЇ МОЛОДИХ ВЧЕНИХ, АСПІРАНТІВ ТА
СТУДЕНТІВ “ПЕРСПЕКТИВИ ОСВОЄННЯ ПІДЗЕМНОГО
ПРОСТОРУ”

Тексти доповідей подані в редакції авторів

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

Комп’ютерна верстка Андронович Є.В. Смоляк Ю.О.

Підписано до друку 15.04.2009 р. Формат 30x42/4.

Видання у форматі *.pdf. Віртуальний принтер – doPDFv6.1.276/

Ум. друк. арк. 7,11. Обл.-вид. арк. 7,11 Тираж 70 прим. Зам. № 320.

Підготовлено до публікації та опубліковано у Національному гірничому
університеті

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19