

**Міністерство освіти і науки України  
Національний гірничий університет**

**Збірник наукових праць  
Національного гірничого університету**

**№34  
Том 1**

**Дніпропетровськ  
2010**

УДК 622 (06)

Засновник та видавець  
НАЦІОНАЛЬНИЙ ГІРНИЧИЙ УНІВЕРСИТЕТ  
рік заснування – 1999

**Збірник наукових праць НГУ № 34, Том 1 – Дніпропетровськ: РВК  
НГУ, 2010.– 280 с.**

У збірнику приведено результати теоретичних і експериментальних досліджень з різних аспектів гірничої справи, розглянуто проблеми відкритої і підземної розробки родовищ корисних копалин, охорони праці і безпеки робіт на гірничих підприємствах, проблеми екології, маркшейдерії, геології, геоінформатики, електропостачання й автоматизації виробничих процесів у гірничій промисловості, освітлені питання експлуатації гірничо-транспортного устаткування на шахтах, рудниках і кар'єрах.

Матеріали збірника призначені для наукових і інженерно-технічних працівників, що спеціалізуються в галузі гірничої справи.

Збірник друкується за рішенням Вченої Ради НГУ  
(протокол № 4 від 21.04.2010 р.)

Комп'ютерна верстка і набір – В.В. Задорнова

Збірник зареєстровано у державному комітеті  
телебачення і радіомовлення України  
Свідоцтво про реєстрацію КВ № 9030 від 04.08.2004 р.

© Національний гірничий університет, 2010

**Редакційна Рада збірника:**

акад. НАН України, д.т.н., проф. Г.Г. Півняк  
д.т.н., проф. П. І. Пілов  
д.т.н., проф. О.С. Бешта  
д.т.н., проф. О. М. Шашенко  
к.т.н., доц. В.В. Ішков

**Редакція:**

головний редактор – к.т.н., доц. В.В. Ішков  
заступник редактора – д.т.н., проф. С.Ф. Власов  
відповідальний секретар – н.с. В. В. Задорнова

**Експертно-редакційна колегія:***Відкрита розробка РКК*

Гуменик І. Л. – д.т.н., проф.  
Дриженко А. Ю. – д.т.н., проф.  
Четверик М. С. – д.т.н., проф.  
Прокопенко В. І. – д.т.н., проф.  
Симоненко В. І. – д.т.н., доц.

*Збагачення корисних копалин*

Пілов П. І. – д.т.н., проф.  
Младецький І. К. – д.т.н., проф.  
Полулях О. Д. – д.т.н., проф.  
Франчук В. П. – д.т.н., проф.  
Мостика Ю.С. – д.т.н., проф.

*Екологічна безпека*

Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с  
Шапарь А.Г. – д.т.н., проф.  
Колесник В.Є. – д.т.н., проф.  
Долгова Т.І. – д.т.н., проф.  
Горова А.І. – д.б.н., проф.

*Підземна розробка РКК*

Бондаренко В. І. – д.т.н., проф.  
Кузьменко О. М. – д.т.н., проф.  
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.  
Бузило В.І. – д.т.н., проф.  
Ковалевська І.А. – д.т.н., проф.

*Маркшейдерія*

Парчевський Л. Я. – д.т.н., проф.  
Четверик М. С. – д.т.н., проф.  
Халимендик Ю.М. – д.т.н., проф.  
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.  
Петрук Є.Г. – д.т.н., проф.  
Назаренко В.О. – д.т.н., проф.

*Шахтне і підземне будівництво*

Шашенко О.М. – д.т.н., проф.  
Пономаренко П.І. – д.т.н., проф.  
Роєнко А.М. – д.т.н., проф.  
Сдвіжкова О.А. – д.т.н., проф.  
Соболев В.В. – д.т.н., проф.

*Геотехнічна і гірнична механіка*

Садовенко І.О. – д.т.н., проф.  
Бондаренко В.І. – д.т.н., проф.  
Шашенко О.М. – д.т.н., проф.  
Власов С.Ф. – д.т.н., проф.  
Новікова Л.В. – д.т.н., проф.  
Москальов О.М. – д.т.н., проф.

*Геологія та геофізика*

Нагорний Ю.М. – д.г.-м.н., проф.  
Нагорний В.М. – д.г.-м.н., проф.  
Приходченко В.Ф. – д.геол.н., проф.  
Додатко О.Д. – д.г.-м.н., проф.  
Бусигін Б.С. – д.т.н., проф.  
Тяпкін К.Ф. – чл.-кор., д.г.-м.н., проф.

*Гірничі машини.**Динаміка і міцність машин*

Франчук В.П. – д.т.н., проф.  
Самуся В.І. – д.т.н., проф.  
Блохін С.Є. – д.т.н., проф.  
Заболотний К.С. – д.т.н., проф.  
Ширін Л.Н. – д.т.н., проф.  
Кіріченко Є.О. – д.т.н., проф.

*Буріння свердловин*

Кожевников А.О. – д.т.н., проф.  
Власов С. Ф. – д.т.н., проф.  
Москальов О.М. – д.т.н., проф.  
Симанович Г.А. – д.т.н., проф.  
Франчук В.П. – д.т.н., проф.

*Електротехнічні комплекси і системи*

Півняк Г. Г. – акад., д.т.н., проф.  
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.  
Зайка В.Т. – д.т.н., проф.  
Випанасенко С.І. – д.т.н., проф.  
Бешта О.С. – д.т.н., проф.

*Автоматизація технологічних процесів*

Ткачов В.В. – д.т.н., проф.  
Кузнецов Г.В. – д.т.н., проф.  
Бешта О.С. – д.т.н., проф.  
Кочура Є.В. – д.т.н., проф.  
Слесарев В.В. – д.т.н., проф.

*Охорона праці*

Голінько В.І. – д.т.н., проф.  
Бойко В.О. – д.т.н., проф.  
Кременчуцький М.Ф. – д.т.н., проф.  
Зберовський О.В. – д.т.н., г.н.с.  
Шкрабець Ф.П. – д.т.н., проф.

**Адреса редакції:**

49005, Дніпропетровськ, пр. К. Маркса, 19,  
НГУ, Зберовському О.В. тел./ факс 726-77-04,  
46-90-98, E-mail: zberovskiA@nmu.org.ua

## Требования к оформлению статей в «Сборник научных трудов НГУ»

### Требования к оформлению статей для опубликования в «Сборник научных трудов НГУ»

С учетом нормативных требований к оформлению печатных статей, рекомендаций Книжной Палаты Украины от 07.09.04 № 1291/11 и постановления ВАК Украины от 21.03.2008 № 1-04/5 «Про затвердження нових вимог до періодичних наукових фахових видань» к опубликованию в специализированном «Сборнике...» принимаются статьи, содержащие новые научные и практические результаты исследований авторов, которые ранее не публиковались и отвечают профилю «Сборника...». Структура научной статьи должна содержать следующие элементы: постановка проблемы; анализ последних достижений и публикаций, в которых заложено решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья; формулирование целей статьи (постановка задачи); изложение основного материала исследований с полным обоснованием полученных научных результатов; выводы по данному исследованию; список использованных источников.

Рекомендуемая структура статьи:

- **вступление** – постановка проблемы в общем виде и ее связь с важными научными и практическими программами; анализ последних достижений и публикаций в которых заложено решение данной проблемы и на которые опирается автор, выделение нерешенных ранее частей общей проблемы, которым посвящается данная статья (до 40 строк);
- **формулирование целей статьи** (постановка задачи) (до 20 строк);
- **изложение основного материала исследований** с полным обоснованием полученных научных результатов (5-8стр.);
- **выводы** по данному исследованию с указанием новизны, теоретической и практической значимости полученных научных результатов, перспективы дальнейшего развития в данном направлении (до 30 строк);
- **список использованных источников** - ссылки на литературные источники (не более 5), как правило, приводятся во вступлении при анализе последних достижений и публикаций на которые опирается автор.

Текст статьи (на русском, украинском или английском языках) объемом 6-10 стр., включая таблицы, графики и рисунки, подается в редакцию на электронном носителе и с распечаткой 1 экз. на листах формата А4. Текст следует набирать шрифтом Times New Roman 14 пунктов в редакторе Microsoft Office Word, все поля по 2 см и оформить следующим образом:

- \* УДК – вверху слева, без отступов;
- \* Инициалы, фамилия автора – следующая строка, выравнивание по правому краю;
- \* Название статьи - заглавными буквами, жирно, выравнивание по центру; переносы и аббревиатура недопустимы;
- \* Аннотация (до 5 строк) на русском, украинском и английском языках, размер 12 пт, отступ первой строки 0,5 см;
- \* Текст форматруется с выравниванием по ширине и междустрочным интервалом -1,0; отступ первой строки 1,2 см; абзацные отступы и интервалы – недопустимы; расстановка переносов автоматическая, номера страниц не проставляются.
- \* *Простые формулы* в тексте набираются курсивом с помощью символов редактора Word, *сложные формулы* должны быть выполнены в приложении Equation Editor, соблюдая размеры, приведенные на рис. ⇔
- \* Таблицы, графики и подписи к ним располагаются непосредственно в тексте и внедряются в документ как объекты, если они были созданы в Excel и др. приложениях.
- \* Рисунки должны быть в черно-белом изображении и вставлены в текст в местах ссылки на них.
- \* Список литературы приводится в порядке ссылок в тексте, в соответствии с ДСТУ ГОСТ 7.1:2006, размером 12 пт.

Размеры	
Обычный	14 пт
Крупный индекс	12 пт
Мелкий индекс	11 пт
Крупный символ	16 пт
Мелкий символ	12 пт

Образец набора

УДК 550.83

© И.В. Петрова

## ГЕОФИЗИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ КАРПАТ ИЗ КОСМОСА

Приведены результаты геологической дешифровки материалов космических геофизических съемок Карпат.  
Наведено результати геологічного дешифрування матеріалів космічних геофізичних зйомок Карпат.  
Results of geological photointerpretation of materials of space geophysical surveys of Karpat are considered.

По материалам космических геофизических съемок получают разнообразную геолого-геофизическую информацию .....

Список литературы

1. Ландау Л.Д. Статистическая физика. Серия 1. Теоретическая физика. Т. V. –М.: Наука, 1979.-268 с.
2. Архипов Ю.Р. Программное обеспечение для обработки геофизической информации// Горный журнал.-2002.-№11.-С.10-15

В редакцию «Сборника...» необходимо подать:

1. Электронный вариант и распечатанную **справку об авторах**:

Фамилия, имя, отчество; место работы (полное название организации и её почтовый адрес); должность; ученая степень; номера контактных телефонов, E-mail.

2. **Экспертное заключение** о возможности опубликования материалов в открытой печати.

3. **Выписку** из протокола кафедры /лаборатории, отдела/ отражающую: общий характер статьи (работа фундаментального или прикладного значения, экспериментальная (результаты моделирования, данные промышленных испытаний...), теоретическая (описание нового метода расчёта...) и т.п.; соответствие материалов паспорту выбранной специальности (шифр); личный вклад автора; новизну полученных результатов; рекомендации к публикации.

**Телефоны для справок:**

т/ф (0562) 468-719 Зборовский Александр Владиславович - главный редактор,  
469-098 Задорнова Виктория Валериевна - ответственный секретарь.

## **НЕКОТОРЫЕ АСПЕКТЫ И ПУТИ РЕАЛИЗАЦИИ ПРОГРАММЫ ОСВОЕНИЯ ПОДЗЕМНОГО ПРОСТРАНСТВА КРУПНЫХ ГОРОДОВ**

Рассмотрены проблемные вопросы и программа комплексного освоения подземного пространства крупных городов стран СНГ. Представлена характеристика научного потенциала специализированных кафедр в области геомеханики и подземного строительства горных университетов Москвы и Днепропетровска. Приведена программа совместной деятельности университетов в рамках Научно-образовательного центра подземной урбанистики.

Розглянуті проблемні питання та програма комплексного освоєння підземного простору крупних міст країн СНД. Представлена характеристика наукового потенціалу спеціалізованих кафедр в області геомеханіки і підземного будівництва гірничих університетів Москви і Дніпропетровська. Наведена програма спільної діяльності університетів в рамках Науково-освітнього центру підземної урбаністики.

Problem questions and program of the complex mastering of underground space of large cities of countries of the Union of the independent states are considered. Description of scientific potential of the specialized departments is presented in area of geomechanics and underground building of mining universities of Moscow and Dnepropetrovsk. The program of joint activity of universities is resulted within the framework of Scientifically-educational center of underground city.

### **Введение.**

Последние десятилетия отмечены значительно возросшим интересом к освоению подземного пространства. С одной стороны это связано с увеличением объемов добычи минерально-сырьевых ресурсов, с другой – расширением перечня объектов, которые по технологическим, экономическим, стратегическим и экологическим соображениям более целесообразно размещать под землей (обоганительные комплексы горнодобывающих предприятий, гидро- тепло- и атомные электростанции, газо- и нефтехранилища, объекты оборонного комплекса и др.).

Кроме того, развитие крупных городов-мегаполисов в условиях недостатка свободных территорий для строительства на поверхности при плотной городской застройке просто невозможно без освоения подземного пространства. Помимо привычного уже размещения транспортных городских линий под землей (станции и тоннели метрополитенов, линии скоростных трамваев, участки городских автомагистралей и подземных гаражей, подземные переходы), перспективно на сегодняшний день размещение под землей предприятий торговли и общественного питания, зрелищных, административных и спортивных сооружений, объектов коммунально-бытового обслуживания и складов.

Однако если развитие горнодобывающего комплекса проходит в рамках сложившихся законодательных, технологических, экономических и др. рычагов управления, то перспективы и масштабы освоения подземного пространства крупных городов ограничиваются в связи с недостаточно проработанными на сегодняшний день стратегическими планами развития и соответствующими этой области рычагами управления.

Проработка этих аспектов до уровня правительственных программ, соответствующих законодательных актов, концепций развития, методологических, эколого-экономических и инновационных решений является сегодня чрезвычайно актуальной проблемой.

### **Состояние проблемы освоения подземного пространства мегаполисов стран СНГ.**

Как отмечается в [1], «интенсивное освоение подземного пространства будет основной тенденцией в XXI столетии из-за перенаселенности больших городов и необходимости создания новой среды обитания людей посредством расширения их возможностей и улучшения инфраструктуры. Освоение подземного пространства стало важнейшей составной частью нашей цивилизации и культуры».

Об актуальности проблемы освоения подземного пространства крупных городов свидетельствует активное обсуждение ее в научных трудах ученых, на международных конференциях и симпозиумах. Вопросы освоения подземного пространства мегаполисов освещаются в работах ведущих ученых и специалистов в области горных наук, подземного строительства и геомеханики: И.В. Баклашова, К. Беккера, А.Г. Беляева, Н.С. Булычева, С.Н. Власова, В.И. Бородина, В.А. Гарбера, Д.М. Голицинского, Г.Е. Голубева, В. Дитца, Ю.Д. Дядькина, М.Г. Зерцалова, А.Ф. Зильберборда, В.А. Ильичева, М.А. Иофиса, А.Р. Калинина, Д. Кармоди, Б.А. Картозия, М.В. Корнилкова, Д.С. Конюхова, А.В. Корчака, К.Ю. Королевского, В.Г. Лернера, Р. Майера, М.М. Любимова, Л.В. Маковского, Н.Н. Мельникова, В.Е. Меркина, Д. Пирса, А.С. Миллермана, В.И. Осипова, М.М. Папернова, Е.В. Петренко, В.И. Ресина, В.В. Поддубного, Б.Д. Половова, А.Г. Протосени, А.Д.Рубана, М.С. Рудяка, В.П. Самойлова, А.А. Сегетдинова, Р. Стерлинга, В.А. Умнова, Б.И. Федунца, А.В. Харченко, В.З. Черняка, П.Ф. Шевцова, Е.И. Шемякина и др.

Необходимо отметить, что комплекс проблемных вопросов в развитии крупных городов характерен практически для всех стран б. СССР, где рост экономики в течение нескольких десятилетий вплоть до 1990 года был ориентирован на путь экстенсивного развития. Развитие городов также подчинялось этому принципу, чему способствовало повышение производственной мощности домостроительных комбинатов, внедрение типовых проектов домов и технологий крупнопанельного строительства. В последующие годы произошла переоценка целей и направленности градостроительной деятельности. Процессы благоустройства городской среды, переход от экстенсивного (территориального) роста к качественному, индивидуальному и уникальному строительству, развитие и применение новых технологий и материалов стали определяющими в развитии современного города.

Таким образом, обоснование основных принципов и стратегии в развитии крупных городов являются в настоящее время актуальными задачами, требующими детального анализа, обсуждения и выработки конкретных решений, приемлемых на постсоветском пространстве.

**Целью настоящей статьи** является разработка программы совместной деятельности специализированных вузов в научно-исследовательской и образо-

вательной деятельности в области освоения подземного пространства с учетом специфики требующих решения задач.

### **Стратегия освоения подземного пространства крупных городов.**

В [2] подчеркивается необходимость планомерного, рационального и комплексного освоения подземного пространства на основе анализа закономерностей и тенденций формирования подземной инфраструктуры городов с использованием современного информационного обеспечения для принимаемых технических и технологических решений, основанных на внедрении инновационных технологий.

Особенность предлагаемого в настоящее время подхода состоит в принципиально ином понимании проблемы освоения подземного пространства города, которое рассматривается не как разовое (по существу, бессистемное) строительство отдельных, пусть даже уникальных подземных сооружений, а как комплексная застройка пригодных для этого участков массива, как в сложившейся части города, так и в развивающихся его районах, в функциональной и архитектурно-композиционной взаимосвязи с поверхностной планировкой и застройкой.

Комплексное использование подземного пространства необходимо для городов всех категорий, разница заключается лишь в номенклатуре и количестве сооружений, которые целесообразно размещать ниже земной поверхности с точки зрения капитальных вложений, экологического и социально-экономического эффекта.

Безусловно, здесь необходимо обобщение и использование опыта освоения подземного пространства крупных городов мира. Наиболее развитыми в этом плане являются Монреаль, Торонто, Лас-Вегас, Париж, Токио, Стамбул и др.

Москва вслед за другими столицами мира, первая среди столиц СНГ начала подземное строительство торговых центров в конце 1993 года. Сегодня в самом центре российской столицы, на Манежной площади уже работает, едва ли не самый престижный в России подземный торговый комплекс «Охотный ряд». Интенсивная строительная активность, которая наблюдается в Киеве, затронула и подземное пространство. Среди многообразия подземных торговых площадей, столица уже имеет и торговые центры европейского уровня – «Глобус» и «Метроград».

Однако, уровень освоения подземного пространства этих городов далек от необходимого. Зарубежный опыт показывает, что для обеспечения устойчивого равновесия и комфортного проживания в мегаполисе доля подземных сооружений от общей площади вводимых объектов должна составлять 20-25 %. В Москве же эта цифра не превышает 8 %, в Киеве не более 6 %, еще меньше в других городах СНГ [3].

Решение сложных социально-экономических и градостроительных задач на современном этапе осуществляется посредством формирования пространственной структуры городов за счет создания многоуровневых и многофункциональных городских образований с максимальным развитием по вертикали, с комплексным использованием подземного пространства по единому градостроительному плану, увязанному со стратегическим планом развития города, рассчитанному на десятки лет.

Можно привести в качестве примера Финляндию, где в 1970-е гг. был разработан план развития Хельсинки вплоть до 2025 года. Сегодня он реализован почти на 2/3 от намеченного. План включал в себя решение государственных, градостроительных задач и задач бизнеса. Первый комплекс подразумевал создание проездов под основными магистралями. Сюда же относилось строительство метро, появление удобств передвижения, связи узловых точек города с подземным пространством. Второй комплекс задач – строительство торговых центров, связанных с транспортом, гостиниц на площадях с выходом в метро. Наконец, третий блок решаемых задач – создание гарантированных условий для бизнеса.

### **Об использовании потенциала ведущих вузов в реализации программы освоения подземного пространства крупных городов**

В 2008 году в Москве разработана и утверждена постановлением правительства города программа подготовки к комплексному градостроительному освоению подземного пространства столицы на период с 2009 по 2011 год, которая должна решить главные проблемы, возникающие при подземном строительстве [3].

Среди первоочередных задач – формирование правовой базы, определение территорий для размещения объектов, методическое и научное обоснование принимаемых решений.

Сегодня имеются серьезные пробелы в правовом регулировании вопросов, связанных с градостроительным освоением подземного пространства, как на федеральном уровне, так и на уровне города Москвы как субъекта Российской Федерации. Однако в ближайшее время ситуация должна измениться. Так, в программе предусмотрены мероприятия, реализация которых позволит инвесторам на законных основаниях использовать для строительства (в том числе, закрытым способом) пространства под районами со сложившейся застройкой и осуществлять эксплуатацию подземных сооружений, физически и юридически обособленных от наземных объектов. Необходимо совершенствовать законодательство в области недропользования и градостроительства, налоговое законодательство и систему проведения торгов на право строительства подземных сооружений.

За три года – срок реализации принятой программы – намечена разработка и утверждение порядка 40 нормативно-технических документов (технических регламентов, национальных стандартов и сводов правил), в том числе закон о недропользовании в городе, который учтет современные требования и урегулирует правовые вопросы в законодательстве [3].

Для украинских городов-мегаполисов – Киева, Днепропетровска, Донецка, Харькова, Одессы и других весьма полезен опыт Москвы на пути решения этих проблем.

И, главное, необходимо понимать, что стратегия освоения подземного пространства – это научно обоснованное планирование его развития на перспективу, основанное на принятии решений о выборе приоритетных направлений в освоении подземного пространства, обеспечивающих в совокупности достижение максимального эффекта. К числу таких решений относятся: опре-

деление номенклатуры приоритетных подземных объектов; выбор места и времени (очередности) строительства объектов, способов подготовки массива и технологии собственно строительства.

К числу наиболее проблемных относятся вопросы безопасного и эффективного ведения строительных работ и последующей эксплуатации подземных объектов. Условия для этого наиболее неблагоприятные: большая мощность неустойчивых наносных пород, подтопление грунтовыми водами и постоянное повышение их уровня, оползневая и эрозионная опасность и многие другие. Наряду со сложными инженерно-геологическими условиями, встает задача обеспечения сохранности окружающей застройки и территорий. В настоящее время существуют технологии подземного строительства, которые позволяют не только возвести новый объект практически в любых инженерно-геологических и гидрогеологических условиях, но и свести к минимуму деформации существующих зданий. Однако в каждом конкретном случае необходимы дополнительные исследования, научное обоснование принимаемых решений, в особо сложных условиях – моделирование ситуации и оценка возможных последствий строительства. Поэтому подземное строительство должно быть обеспечено как мощной научной базой, так и высококвалифицированными кадрами.

Важнейшая роль в разработке и осуществлении стратегии освоения подземного пространства принадлежит научным и образовательным учреждениям по следующим направлениям:

- формирование системы научного и кадрового потенциала;
- формирование инновационной образовательной среды в области освоения подземного пространства;
- научно-исследовательская и инновационная деятельность в сфере комплексного освоения подземного пространства;
- проектно-конструкторская деятельность, подготовка предпроектной документации;
- подготовка, переподготовка и повышение квалификации специалистов с высшим образованием для потребностей больших городов;
- организация городских, региональных и международных конференций по градостроительному освоению подземного пространства с целью обмена опытом, внедрения передовых зарубежных и отечественных управленческих, организационных и технологических решений.

Ведущие позиции в решении основных задач освоения подземного пространства крупных городов занимают Московский государственный горный университет и Национальный горный университет (г. Днепропетровск).

В Московском государственном горном университете в 1929 году на кафедре «Строительства шахт» (ныне – кафедра строительства подземных сооружений и шахт) начата подготовка специалистов в области шахтного и подземного строительства, которые составили основу высококвалифицированных специалистов при строительстве Московского метрополитена, различных подземных сооружений, в том числе и военных объектов. Более чем за 80 лет в ву-

зе сформирована мощная научная школа, способная решать важнейшие научно-исследовательские работы по актуальным проблемам в области геомеханики и подземного строительства. В последние годы это направление активно развивается с учетом современных требований и запросов. Подготовлен ряд дисциплин и учебников по направлению освоения подземного пространства городов, проводятся фундаментальные и прикладные исследования. Коллектив кафедры сотрудничает с различными научными и общественными организациями. Ведущие ученые являются членами Академии горных наук России и Украины, Академии строительства Украины. Кафедра является коллективным членом Международной тоннельной ассоциации России, участвует в работе Международной ассоциации геомехаников (Российское отделение), научного совета по использованию подземного пространства недр. В 2009 году на правах факультета создан Институт освоения подземного пространства.

В Национальном горном университете подготовка горных инженеров-строителей начата в 1928 году, а в 1930 году образована кафедра «Шахтного строительства» (ныне – кафедра строительства и геомеханики). На протяжении последующих лет кафедрой подготовлено почти 2500 специалистов, сформирована ведущая и известная своими достижениями научная школа геомеханики, шахтного и подземного строительства. Кафедра постоянно совершенствуется в соответствии с требуемыми запросами современного рынка строительства. В 1997 году в рамках подготовки горных инженеров-строителей открыта специализация «Городское подземное строительство». В 2006 году начата подготовка инженеров-строителей по специальности «Промышленное и гражданское строительство». Особенностью их подготовки является большая адаптация к сложным горно-геологическим, инженерным и гидрогеологическим условиям Днепропетровщины, которые связаны с подтоплениями и подработкой территорий строительства, а также строительством на просадочных и склонных к сползанию грунтах. Второе специфическое направление кафедры в подготовке инженеров-строителей обусловлено тенденциями современного строительства, и, в первую очередь, многоэтажным и подземным строительством в крупных городах.

В 2007 году в Национальном горном университете открылся первый в Украине Научно-образовательный центр (НОЦ) «Устойчивость геотехнических систем: процессы, явления, риски». Научной концепцией этого проекта являются фундаментальные исследования геологических структур, геотехнологий, ресурсного и энергетического потенциала недр, восстановления окружающей среды при освоении подземного пространства. Основой научного потенциала являются ведущие специалисты в области геомеханики и подземного строительства. Выполненные за прошедшие два года исследования, комплексные по поставленным задачам и фундаментальные по полученным результатам, были представлены в коллективной монографии «Моделирование геотехнических систем» [3]. В книге приведены результаты исследований нескольких научных школ, посвященных общей проблеме – устойчивости геотехнических систем разного уровня сложности.

Учитывая современные тенденции в направлении освоения подземного пространства, высокий научный потенциал, важные результаты и достижения

ученых коллективов, в 2010 году создан Научно-образовательный центр подземной урбанистики в составе Национального горного университета (г. Днепропетровск) и Московского государственного горного университета.

Основной целью Центра подземной урбанистики является обеспечение системности научных исследований, усиление взаимного методологического влияния ведущих научных школ вузов на организацию и проведение актуальных научных исследований, разработки и внедрения эффективной стационарной техники и технологий её использования, концентрации и эффективной реализации научного потенциала, целенаправленной подготовки, переподготовки и повышения квалификации специалистов с высшим образованием в области техники и технологий создания подземной структуры мегаполисов.

Основными направлениями деятельности Центра подземной урбанистики являются:

- переподготовка и повышение квалификации специалистов с высшим образованием и научно-педагогических кадров высшей квалификации при участии ведущих специалистов НГУ и МГГУ;
- организация, координация и проведение совместных научных исследований, содействие внедрению научных разработок НГУ и МГГУ в производство;
- прогнозирование, разработка общих целевых программ, обоснование перспектив и приоритетных направлений развития техники и технологий создания подземной структуры мегаполисов в Украине и России;
- организация и координация международного научно-технического сотрудничества с высшими учебными заведениями и научными организациями зарубежья по направлениям основной деятельности Центра;
- подготовка и проведение совместных научных конференций, симпозиумов, семинаров;
- информационное обеспечение научно-образовательной деятельности НГУ и МГГУ;
- сотрудничество с отраслевыми организациями, предприятиями, научно-исследовательскими институтами и другими предприятиями и организациями разных форм собственности, в т.ч. иностранными, для выполнения задач Центра.

#### **Вывод.**

Освоение подземного пространства стало важнейшей составной частью нашей цивилизации и культуры. В странах СНГ проблема освоения подземного пространства имеет характерные особенности, что требует тесного сотрудничества и объединения усилий при комплексном решении различных задач. Научный потенциал кафедр в области геомеханики и подземного строительства Национального горного университета и Московского государственного горного университета, их важнейшие результаты и достижения, позволяют выполнять совместную деятельность в реализации задач освоения подземного пространства крупных городов в рамках созданного Научно-образовательного центра подземной урбанистики.

#### Список литературы

1. Лернер В.Г., Петренко Е.В. Систематизация и совершенствование технологий строительства подземных объектов. – М.: ТИМР, 1999. – 188 с.
2. Левченко А.Н., Корчак А.В. Оптимизация информационного поля выбора технологий строительства городских подземных сооружений на основе применения характеристического анализа // Горный информационно-аналитический бюллетень. – 2004. – № 12. – С. 5-9.
3. Подземная урбанизация. Закономерный этап развития крупных городов // [www.stroygorhoz](http://www.stroygorhoz).
4. Галереи в подземелье // [www.stroy-ua.net/kommercheskoe-stroytelstvo/halerey-v-podzemele](http://www.stroy-ua.net/kommercheskoe-stroytelstvo/halerey-v-podzemele).
5. О городской программе подготовки к комплексному освоению подземного пространства города Москвы // <http://docs.cntd.ru/document>.
6. Подземное будущее столицы // [www.i-v-s.ru/index.php](http://www.i-v-s.ru/index.php)
7. Моделювання геотехнічних систем: Монографія / Г.Г. Півняк, О.М. Шашенко, О.О. Сдвижкова та ін.; за заг. ред. Г.Г. Півняка. – Дніпропетровськ: Національний гірничий університет, 2009. – 252 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.  
Надійшла до редакції 02.04.10*

УДК 622.692.24

© В.П. Пустовойтенко

## **ОБГРУНТУВАННЯ ГІРНИЧОТЕХНІЧНИХ ПЕРЕДУМОВ ПІДЗЕМНОГО БУДІВНИЦТВА З УРАХУВАННЯМ ГІРНИЧО-ГЕОЛОГІЧНИХ УМОВ**

Розглянуті нові, а також узагальнені і систематизовані відомі науково-практичні розробки з питань сучасного геотехнічного забезпечення при освоєнні підземного простору з урахуванням особливостей гірничо-геологічних умов території України.

Рассмотрены новые, а также обобщены и систематизированы известные научно-практические разработки по вопросам современного геотехнического обеспечения при освоении подземного пространства с учетом особенностей горно-геологических условий территории Украины.

The new are considered, and also generalized and systematized the known scientific and practical developments on questions of the modern geotechnical providing at mastering of underground space taking into account the features of mining-and-geological terms of territory of Ukraine.

**Вступ.** На території України проживає близько 47 млн. чоловік. Щільність населення нерівномірна і сягає максимального значення у Донецькій області, великих містах, таких як Київ, Харків, Дніпропетровськ. Це викликано наявними мінеральними ресурсами, концентрацією промислового потенціалу та природним факторами, використання яких дозволяє підвищувати рівень здоров'я людей. Наведені вище основні геолого-географічні утворення є зонами підвищеного антропогенного впливу.

Як правило, цей вплив негативно позначається на історично сформованому балансі територіальних природних факторів, погіршує екологічні показники і якість життя населення. У цьому зв'язку держава приймає певні міри, спрямовані на регулювання взаємин людини із навколишнім середовищем. Одним з

таких ефективних заходів є освоєння підземного простору, в першу чергу, на територіях підвищеного антропогенного впливу.

Штучні підземні порожнини є частиною інфраструктури сучасного суспільства, за допомогою яких, спираючись на закони геомеханіки породних масивів, можливо істотно знизити негативний вплив антропогенних процесів на екологію навантажених територій.

**Стан проблеми використання підземного простору.** Розміщення промислового підприємства в підземних виробках має бути економічно виправдане. До важливих показників обґрунтування, що впливають на техніко-економічні показники підземного підприємства, належать правильний вибір існуючих гірничих виробок або району спеціального будівництва, врахування технологічних вимог розміщеного підприємства і можливість їх задоволення з мінімальними витратами на будівництво. Ці аспекти розглядаються в роботах [1-3 та ін.].

В ідеальному випадку гірські породи, в яких розміщуються підземні споруди, мають бути міцними, монолітними, стійкими і одночасно легко піддаватися розробці. Вони повинні мати високі теплоізоляційні властивості, бути стійкими до окислювальних процесів, пов'язаних із зменшенням вмісту кисню в повітрі, не обводнюватися і не виділяти отруйних газів, бути інертними стосовно вантажів, що зберігаються, і досить вогнестійкими, мати невелику пористість і не містити агресивних парових розчинів. На жаль, таких ідеальних гірських порід у природі не існує. Тому з усіх перелічених факторів виділяються основні. Це – підвищена міцність, невелика трудомісткість при вийманні, високі теплоізоляційні властивості. Для будівництва підземних реакторів і машинних залів електростанцій основною вимогою вважається міцність і монолітність гірських порід, для сховищ зріджених газів і нафтопродуктів – низька проникність, для радіоактивних відходів – ізоляція від інших геологічних структур тощо. Основною ж вимогою в усіх випадках є міцність і стійкість вміщуючих гірських порід, що забезпечують використання існуючих або проведення гірничих виробок заданих розмірів без застосування масивних несучих кріплень.

**Постановка задачі.** Таким чином, обґрунтування передумов підземного будівництва з урахуванням гірничо-геологічних умов є актуальною науково-технічною задачею. Метою статті є розгляд загальних технологічних вимог до будівництва підземних об'єктів, систематизація та обґрунтування технологічних схем суміщення підземних об'єктів і систем захисту від підтоплення у складних гідрогеологічних умовах.

**Гірничотехнічні передумови використання гірничих виробок для розміщення підземних об'єктів.**

Використання гірничих виробок для розміщення підземних об'єктів можливе на тих родовищах, які розробляються з відкритим виробленим простором, тобто таким, що не обвалюється і не закладається після виймання корисної копалини. Це досягається застосуванням камерної та камерно-стовпової систем розробки, суть яких полягає у вийманні породи окремими виробками великого перерізу – камерами, між якими залишаються опорні протяжні (стрічкові) або прямокутні (стовпчасті) цілики, що підтримують верхню товщу гірських порід і зводять до мінімуму деформації поверхні землі. Розробка за камерною та каме-

рно-стовповою системами є єдиним способом виймання, при якому можливе використання відробленого простору, оскільки лише в цьому разі виробки (камери) зберігають довготривалу стійкість при мінімальних витратах на їх підтримання. Труднощі використання гірничих виробок вугільних і переважної більшості рудних шахт багато в чому пояснюються тим, що системи розробки з обваленням покрівлі або із закладенням їх пустою породою, що застосовують, не передбачають схоронність виробленого простору. Використання ж капітальних гірничих виробок, як правило, ускладнено внаслідок їх недостатніх поперечних перерізів.

Більшість об'єктів виробничого і складського призначення розміщено в карбонатне-сульфатних (гіпс, вапняки, ангідрити) і галогенних (калійні і кам'яні солі) породах після повного або часткового виймання запасів шахтного поля, а також в спеціально пройдених гірничих виробках. У державах Скандинавського півострова об'єкти споруджуються переважно в гранітних породах і магматичних утвореннях.

Підземне видобування кам'яної солі має широку географію. Воно становить майже половину загального видобутку кам'яної солі. Основний видобуток зосереджений в країнах СНД, зокрема в Україні (Донецька область і Закарпаття). Потенційно кам'яносоляні шахти можуть знайти широке застосування в суспільному виробництві. Як і калійно-соляні шахти, вони розташовані на глибині 150 і більше метрів від поверхні і розкриті вертикальними стволами, проведення яких ускладнено гірничо-геологічними умовами. Найбільші обсяги видобутку мінеральної сировини (значна частина шахт, рудників і кар'єрів) припадають на природні будівельні матеріали з великою густиною порід із жорсткими кристалізаційними зв'язками між частинками. До них належать головним чином карбонатні відклади (вапняки) і магматичні породи (граніт). Зведені дані, що характеризують гірничі виробки шахт з видобування карбонатно-сульфатної та галогенної сировини, наведено в табл.

Поширюється розробка вапнякових шахт за параметрами, заданими потенційними користувачами підземного простору.

Таблиця

Параметри гірничих виробок шахт з видобування карбонатно-сульфатної та галогенної сировини

Корисна копалина	Середня глибина розробки, м	Ширина камери, м	Висота Камери, м	Розміри ціликів, м
Вапняк кристалічний	30-50	8-12	3-10	6-10
Вапняк пористий	20-50	3-12	2,7-8	5-10
Гіпс	до 100	10-15	4,5-16	8-12
Кам'яна сіль	150-300	17-25	20-60	8-12
Калійна сіль	200-300	10-20	6-10	5-12

Великим резервом для підземного промислового будівництва в нашій країні може стати збільшення підземної розробки кам'яних будівельних матеріалів. Відкритий спосіб розробки має значні переваги, але він призводить до повного

руйнування ландшафту, збільшення запиленості атмосфери, виникнення на місці родючих земель "місячного ландшафту".

Транспортні витрати на доставку споживачам матеріалу, добутого шахтним способом, порівняно з його доставкою з більш віддаленого (в загальному випадку) кар'єру менші, оскільки підземне видобування, як правило, можливе на родовищах, розташованих поблизу міст, тоді як будівництво кар'єрів здійснюється якнайдалі від міст та інших великих населених пунктів.

Таким чином, збільшення обсягів підземної розробки природних будівельних і технологічних матеріалів може обґрунтуватися не лише можливістю розміщення в гірничих виробках різних народногосподарських об'єктів, а й скороченням транспортних витрат і дальності перевезень мінеральної сировини, збереженням природного ландшафту, флори і фауни, зменшенням запиленості атмосфери, зниженням шумів, звільненням поверхні землі від ряду виробничо-складських об'єктів, поліпшенням рекреаційних можливостей тощо. Тому перехід на підземний спосіб видобування слід вважати доцільним переважно поблизу великих міст, а також у районах, що характеризуються сприятливими інженерно-геологічними умовами і мають потребу в підземних об'єктах. Особливий інтерес викликає підземна розробка на територіях з високоінтенсивним сільським господарством, у курортних зонах, районах з унікальним ландшафтом, багатою флорою і фауною.

Важливість геологічного обґрунтування підземного будівництва не викликає сумнівів, оскільки жодна інженерна конструкція не перебуває в такій залежності від складу, будови, зводненості гірських порід. Саме перелічені особливості багато в чому визначають витрати на підземне будівництво, безпеку, тривалість і трудомісткість гірничопрохідницьких робіт, умови і безперервність експлуатації. Тому питанням геологічного обґрунтування підземного будівництва приділяється велика увага, особливо в країнах його найбільшого розвитку. Заздалегідь отримана геологічна інформація визначає мінімальні витрати на будівництво підземних споруд, оскільки вона дає можливість не тільки вибрати зручне для будівництва місце, а й передбачити ті ускладнення, які можуть при цьому виникнути. Надто небажано, щоб про ці труднощі стало відомо лише в ході будівництва, бо тоді подовжаться його терміни і збільшиться вартість.

Світова практика показує, що в гірничих виробках доцільно розміщувати об'єкти будь-якого функціонального призначення і передусім склади, сховища і підприємства, що випускають вироби високої точності, які дуже чутливі до вібраційних навантажень і вимагають стабільних волого-температурних умов експлуатації.

Одним з основних питань є вибір існуючих гірничих виробок (ділянок) для розміщення (спеціального будівництва) об'єктів. Він повинен проводитися з урахуванням багатьох факторів.

Для вибору існуючих гірничих виробок потрібно враховувати їх площі, об'єми і розміри поперечних перерізів; стійкість виробок і можливість їх використання без застосування несучих кріплень; водно- і теплофізичні властивості вмісних гірських порід, температуру і вологість у виробках, вплив підземних вод і наявність у рудниковій атмосфері шкідливих, вибухових і горючих газів,

пилу; стан підходів і під'їзних транспортних комунікацій, наявність майданчика для будівництва наземних будівель і споруд об'єкта – джерела забезпечення інженерними ресурсами; можливість використання будівель і споруд (наземних і підземних) ліквідованого гірничодобувного підприємства, у виробках якого намічено розмістити об'єкт.

Проектування підземних промислових підприємств практично неможливо типізувати, однак основні принципи об'ємно-планувальних рішень переважно визначені. Це:

- максимальна компактність розміщення і застосування прогресивної технології та комплексної механізації робіт;
- розташованість приміщень за схемою, що забезпечує потоковість виробництва, найкоротші транспортні зв'язки і найменшу протяжність інженерних комунікацій;
- розміщеність виробничих і допоміжних цехів і служб в окремих зонах (секціях), в яких компонується приміщення з однаковими вологотемпературним або вентиляційним режимами;
- черговість введення об'єктів в експлуатацію і можливість (у разі необхідності) їх перспективного розширення;
- незалежність у роботі об'єкта і діючого гірничодобувного підприємства;
- чіткість зонування окремих технологічних комплексів і вузлів, складських і виробничих відсіків, що дозволяє при необхідності відокремити їх один від одного в разі виникнення пожежі, вибуху або іншої аварійної ситуації;
- забезпеченість у виробках похилів, що відповідають технічній характеристиці задіяних транспортних засобів;
- наявність умов для проведення можливих змін в організації виробництва і технологічних процесів (для виробництва точного приладобудування, електронної техніки тощо);
- відповідність габаритів приміщень заданій технологічній схемі і зручність експлуатації устаткування;
- визначеність кількості типорозмірів прогонів і висот у разі спеціального підземного будівництва;
- забезпеченість застосування раціональних і економічних конструкцій, матеріалів і індустріальних методів будування споруд.

### **Технологічні схеми суміщення підземних об'єктів і системи захисту міських територій від підтоплення.**

Основою розв'язання завдання щодо суміщення технологічних функцій підземних об'єктів різноманітного призначення і систем захисту міських територій від підтоплення має бути детальний геотехнічний аналіз можливих варіантів. Виконаємо його на прикладі території Дніпропетровська.

Сучасні дослідники, розглядаючи інженерні, економічні і соціальні особливості проблеми, вживають термін "геотехнічна система", який означає взаємозалежність і взаємозв'язок факторів, що її формують. Існуюча практика вузькоспеціального аналізу та інженерні проробки, що впливають з такого аналізу, часто призводять до незадовільних результатів.

Особливо актуальними є інженерні заходи відновлення конкретних видів геотехнічних систем, характерних для території Дніпропетровська, забудова якого здійснювалася в умовах підтоплення ґрунтовими водами.

Територія Дніпропетровська дуже різноманітна за гідрогеологічними, інженерно-геологічними і геоморфологічними факторами. Незважаючи на те що природні фактори зумовлюють недостатнє живлення підземних вод, тут сформувалися площі явного і прихованого підтоплення із стійкою тенденцією до їх розширення. Так, за даними гідрогеологічних та інженерно-геологічних знімів, перший вид підтоплення охоплює майже 20 % міської території (близько 7 тис. га). Площі прихованого підтоплення з інтенсивним підвищенням рівня охоплюють понад 6 % території (більше як 2 тис. га). Щорічне розширення підтоплених ділянок досягає кількох гектарів.

Розглянемо послідовно основні види геотехнічних систем, характерних для території Дніпропетровська, маючи на увазі подане вище трактування цього терміну.

*Перший вид* - правобережне вододільне плато, складене лесоподібними суглинками, що підстилаються водотривкими глинами. Площа зайнята заводськими територіями і житловими кварталами. Історичні відомості свідчать про наявність підземних вод не ближче ніж за 50 м від поверхні в пісках полтавського ярусу. До цього часу спостерігається стійке підвищення рівня ґрунтового горизонту над водотривкими глинами до 5...20 м від поверхні з куполоподібними формами його розтікання на ділянках забудови.

Основна причина деформацій будівель і споруд – просідання лесових ґрунтів, що нерівномірно замочуються в основі фундаментів. Інколи до цього додається суфозне збіднювання основ при глибокому закладенні самопливних колекторів зливної каналізації.

Основні фактори підтоплення – витікання води з водонесучих комунікацій і збільшення прибуткової статті водного балансу в зоні аерації за рахунок випаровування води через забудовану поверхню.

Інженерні заходи для цього виду геотехнічної системи мають і ліквідаційний характер, і покликані, як відзначалося, зменшувати шкідливий вплив на геологічне середовище з одночасним забезпеченням експлуатаційного комфорту споруд і наданням йому переваги перед придатністю.

Заходи запобіжного характеру застосовуються на стадії проектування і будівництва споруд. Відомі засоби і способи створення умов, при яких геотехнічна система, що розглядається, нормально функціонує в захисному екологічному режимі – застосування конструкцій герметичних комунікацій, створення рекреаційних зон з функціонуванням природного вологообміну в зоні аерації, упорядкування стоку, інженерне зміцнення основ тощо. Є підстави вважати, що в даний час більш важливо посилити юридичний аспект відповідальності за прийняття і здійснення спрощених, з першого погляду дешевих рішень, що не відзначаються надійністю і вразливі з точки зору будівельного контролю. Безперечно, цей підхід виглядає затратним на стадії освоєння капітальних вкладень, але світовий досвід вказує на те, що треба орієнтуватися саме на нього.

Ліквідаційні інженерні заходи для геотехнічної системи, що розглядається, дуже актуальні, причому тут слід обумовити деякі аспекти їх технічної доціль-

ності і придатності. Наприклад, дренаж майданчиків, як правило, передбачається в проектах ліквідації деформацій будівель і споруд як спосіб зміцнення ґрунтових основ за рахунок їх обезводнювання. У лесових товщах це доцільно, оскільки перевага вертикальної проникності утруднює горизонтальний фільтраційний стік.

Нерідко рішення тяжіють до закріплення ґрунтової основи палями з конструктивним зв'язком оголовків з несучими елементами споруд. Захід надзвичайно дорогий, не гарантує захисту від небезпечних негативних напружень по бічній поверхні палей при додатковому зволоженні ґрунтів, а також неминуче послаблює несучі конструкції при доступі до них. Відомий негативний досвід вирівнювання частин будинків, що просіли, домкратами, коли відбувається перерозподіл навантажень основи з виходом у фазу незатухаючого деформування.

Досвід фізико-хімічного закріплення основ у даних умовах показує, що цей спосіб найменше впливає на рівновагу ґрунтової основи, яка склалася, та споруди, і навіть незначне поліпшення фізико-механічних властивостей закріплення спрацьовує позитивно. Цей фактор потрібно інтенсивно застосовувати одночасно з ліквідацією витікань з водонесучих комунікацій.

*Другий вид* - правобережні схили вододільних плато, порізані балками з поступовим переходом до високих терас Дніпра. У розрізі – лесоподібні суглинки, у знижених частинах – піски, перекриті суглинками. Підземні води відрізняються від вод територій першого виду збільшеними градієнтами рівневих поверхонь, що характеризує інтенсивний дренажний стік з плато до терас Дніпра.

Вологісний дискомфорт на забудованих площах у зв'язку з цим не відчувається. Форма і причини деформацій у контурі будинків аналогічні вже розглянутим. Небезпека деформаційних процесів посилюється формуванням зон локального замочування схилів балок та їх присхилових частин у поєднанні з навантаженням на ґрунтові масиви та їх підриванням. Особливо слід виділити небезпечні витікання з колекторів, укладених вздовж балок і на схилах. Їх деформації найнебезпечніші, оскільки призводять до втрати герметичності та додаткових витікань. Розвиток процесу витікання спричинює злиття перезволожених зон і формування зсувних процесів.

Запобіжні заходи (додатково до розглянутих вище) повинні передбачати відмову від використання схилів балок для розміщення комунікацій (крім магістральних), які укладаються перпендикулярно до схилу і забезпечуються конструктивними елементами, що зменшують тертя з ґрунтовим масивом. Жорсткі вимоги потрібно пред'являти до упорядкування відведення поверхневих вод із забудованих територій. Як правило, низька якість водовідведення призводить до небезпечного перезволожений бортів балок.

Ліквідаційні заходи найоптимальніше поєднують променевий дренаж бортів балок, фізико-хімічну герметизацію комунікацій і зміцнення основ будинків, спорудження протизсувних контрбанкетів.

*Третій вид* - слабодренована лівобережна рівнина і надрічкові низькі тераси лівого і правого берегів Дніпра.

У геологічному розрізі переважають піщано-глинисті відклади. Глибина залягання рівневої поверхні ґрунтових вод коливається від 1 до 5 м. Режим рів-

нів зумовлений їх регіональним підвищенням, пов'язаним із зарегульованістю стоку Дніпра. Ґрунти не просадочні. Водозниження в зоні основ не призводить до помітних осідань внаслідок збільшення ефективних напружень у скелеті ґрунту. Під топлення має явну форму, тобто замочує фундаменти, заглиблені частини будинків, самопливні комунікації тощо.

Причини найнебезпечніших деформацій споруд пов'язані із суфозійним винесенням ґрунтів у самопливні комунікації, заглиблені нижче від рівня ґрунтових вод або на його позначці. В останньому випадку суфозія виникає в разі коливань рівня в розгерметизованому каналі, які зумовлюють зміну гідравлічних градієнтів у ґрунті в протилежних напрямках. Іноді різко деформуються внутрішні простінки будинків, що спираються на ґрунти зворотної засипки, які замочуються і просідають у разі аномального підвищення рівнів нечастої повторюваності.

Запобіжні засоби мають включати систематичний дренаж: площ або їх планування, посилення вимог до конструктивної герметичності споруд, в яких містяться потенційно небезпечні забруднювачі підземних вод. При цьому в даному випадку доцільно обгороджувати територію за схемою "стіна в ґрунті", компонованою із пристінним дренажем, який регулює рівень на обгородженій території і дає змогу очищати в невеликих обсягах забруднені проскоки.

Ліквідаційні інженерні заходи вимагають відпрацювання загальної схеми дренажу забудованих територій, оскільки локальний дренаж, споруджуваний господарським способом, дорогий і ненадійний.

Для заглиблених будинків доцільно проводити фільтраційно-закріплювальні перетворення ґрунтової товщі, що сприятиме продовженню терміну служби споруд.

Розглянуті геотехнічні системи та інженерні підходи до захисту територій від підтоплення придатні для широкого використання в інженерно-геологічних умовах великих міст України. Розглянемо як приклад технічні варіанти суміщення підземних об'єктів і систем захисту міських територій від підтоплення на основі проведеної побудови і аналізу геотехнічних систем. Можна без спеціальних техніко-економічних викладок стверджувати, що такий підхід явно свідчить на користь будівництва підземного об'єкта.

Розроблено дві основні схеми. Перша схема (рис. 1) передбачає використання підземного простору під об'єкт будь-якого призначення.

Особливість схеми полягає в застосуванні розкривних виробок-штолень, які мають не лише переваги щодо організації транспортно-навантажувальних ланцюжків, а й слугують магістральними водовідвідними колекторами. Периферійна мережа виробок (переважно камер) виконує функції дренажного контуру. Планове збільшення меж цього контуру може досягатися шляхом обладнання дренажних променевих свердловин. Осушення масиву лесових порід запобігає деформації будівель і споруд на поверхні і стабілізує зсувні переміщення по поверхнях ковзання, які, як правило, формуються по рівневій поверхні підтоплення.

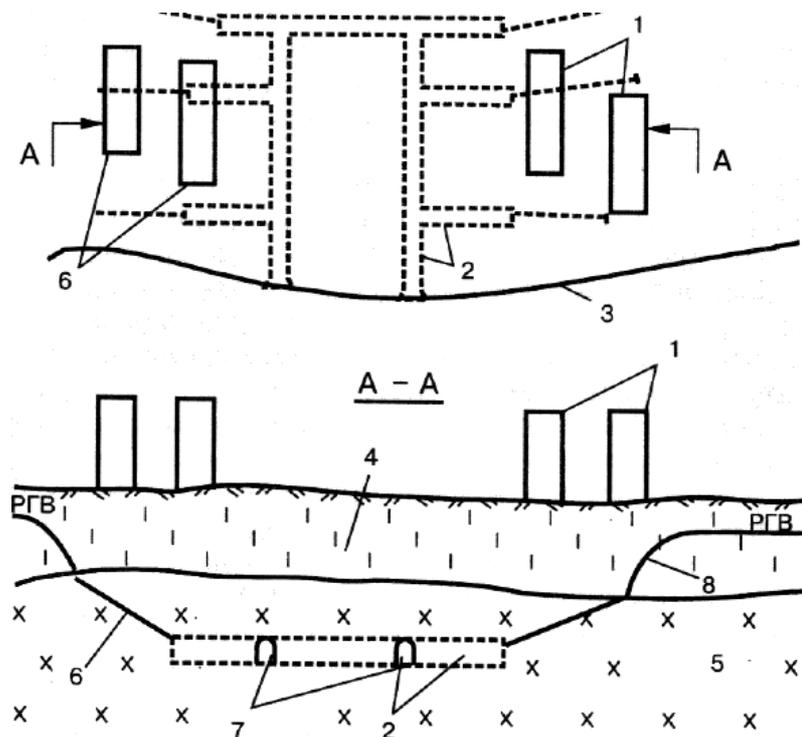


Рис. 1. Схема суміщення господарських і дренажних функцій підземного об'єкта: 1 – поверхні споруди; 2 – підземні виробки; 3 – лінія підосви схилу; 4 – водоносні ґрунти; 5 – кристалічні породи; 6 – дренажні свердловини; 7 – водозбірні закриті канавки; 8 – знижений рівень ґрунтових вод

Наведена на рис. 1 схема характеризується тим, що має як ліквідаційне спрямування – коли поверхнева забудова вже існує і зазнає негативного впливу підтоплення масиву порід, так і запобіжне (з точки зору її дренажних функцій) — коли будівництво підземного об'єкта передуватиме поверхневій забудові. В останньому випадку підземні виробки в плані можуть перетинати контури поверхневих споруд.

Друга схема (рис. 2) передбачає суміщення технологічних функцій підземного об'єкта і систематичного (майданного) дренажу. Її відмінність полягає в тому, що для цих цілей використовується масив міцних порід, які гідравлічно пов'язані з рихлими поверхневими відкладами, що зазнають підтоплення. Позначки природного дренажу поверхні і ґрунтів недостатні для нормального відведення підземних вод, тому вхідні виробки запропонованої схеми мають зворотний схил вглиб масиву і в нижній точці об'єкта обладнуються водозбірник і насосна камера. Реалізація цієї схеми може мати за своїми дренажними функціями як запобіжний, так і ліквідаційний характер.

Розглянуті схеми суміщення господарських і дренажних функцій набувають особливої актуальності в зв'язку із зсувами, що сталися в Чернівцях і Дніпропетровську в 1997 р.

Отже, необхідна оперативна розробка і термінове виконання найближчим часом комплексу захисних і протизсувних інженерних заходів. Враховуючи високу соціальну, економічну і технічну важливість ліквідації наслідків аварії, заходи та інженерні рішення на стадії проектування і будівництва вимагають ретельної експертизи і науково-інженерного аналізу на державному рівні.

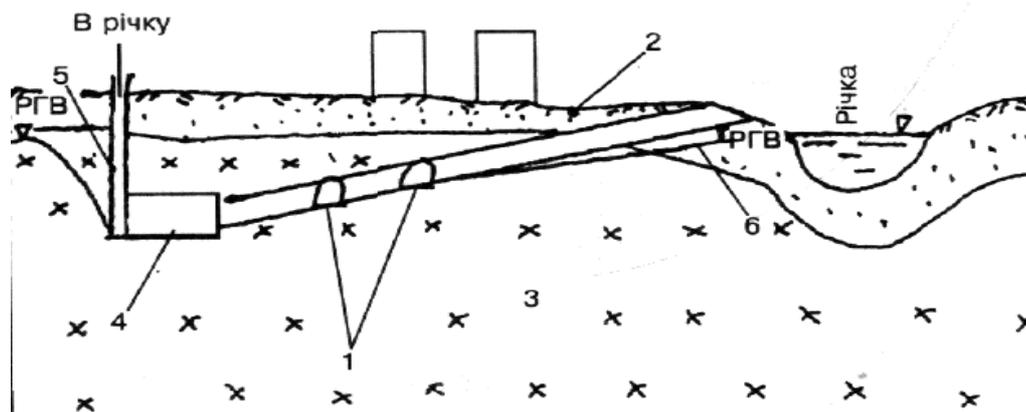


Рис. 2. Схема суміщення підземних виробок і майданного дренажу: 1 – гірничі виробки, розміщені „гребінкою”; 2 – підтоплений масив з поверхневими спорадами; 3 – кристалічний масив; 4 – насосна камера; 5 – водопіднімальна свердловина; 6 – знижений рівень підземних вод

Надзвичайність ситуації і деяка непередбачуваність у поведженні ґрунтового масиву виключила з розгляду найбільш конкурентоспроможний варіант подолання причин формування зсуву, який полягав у проведенні підземної виробки паралельно зсувному схилу з проходкою під зсувним тілом. Виробку необхідно було обладнати дренажними шпурами (рис. 3).

Обладнання такої виробки давало змогу розв'язати всі завдання, пов'язані з ліквідацією причин і наслідків зсуву, а саме:

- зміцнення ґрунтового масиву осушенням;
- скидання зливових і каналізаційних вод з території житлового масиву "Тополь-1";
- пропускання паводкових вод балкою Зустрічна.

Досить переконливо доведено, що в аналогічних за будовою і геоморфологією ґрунтових масивів Дніпропетровська ця схема може бути реалізована як запобіжна з очевидними господарськими вигодами.

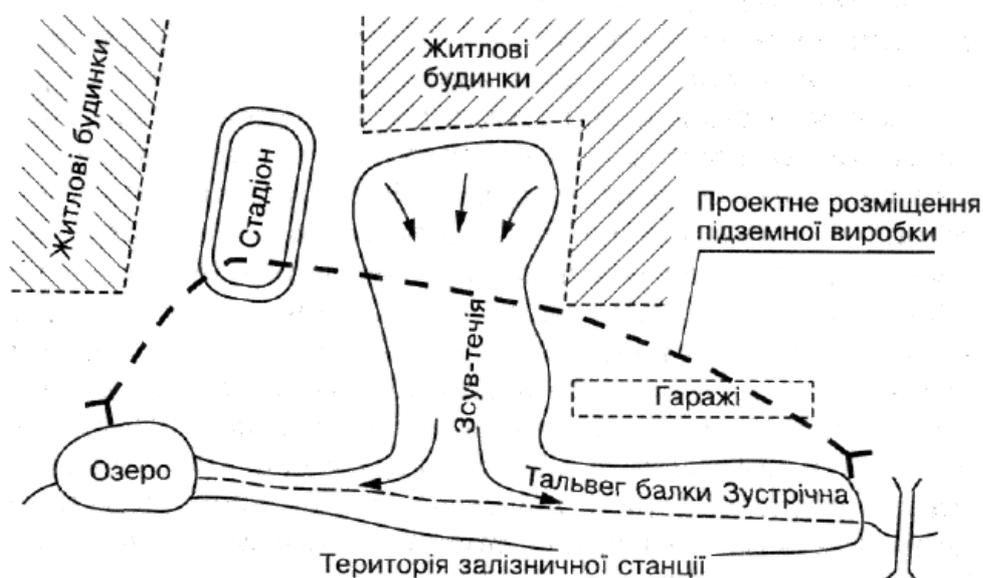


Рис. 3. Варіант суміщення захисних і господарських функцій підземного об'єкта

**Висновки.** Особливості гірничо-геологічних умов територій великих міст України такі, що застосування розроблених конструкцій і технологій підземного будівництва не може бути здійснено без урахування їх специфіки. Враховуючи цей факт, по-перше, великий обсяг існуючих гірничих виробок, придатних для вторинного використання, і можливість збільшення цього обсягу із зростанням масштабів підземної розробки родовищ кам'яних будівельних матеріалів створюють відповідні гірничотехнічні передумови для підземного розміщення різних підприємств, а також для успішного вирішення цієї проблеми необхідно на основі досліджень та накопиченого досвіду узагальнювати результати і наповнювати інженерними заходами відновлення конкретних видів геотехнічних систем, характерних для території України.

#### Список літератури

1. Пустовойтенко В.П. Освоение подземного пространства – важнейшая задача развития крупных городов Украины // Тезисы докладов междунар. конф. «Проблемы и перспективы освоения подземного пространства крупных городов». – Днепропетровск, 1996. – С. 3-13.
2. Кельме Н.Я., Вайда З. Города под землей. Стройиздат, 1985. – 248 с.
3. Умнов В.А., Харченко А.В. Проблемы развития городской подземной транспортной инфраструктуры. – М.: МГГУ, 2004. – 126 с.
4. Папернов М.М., Зильберборг А.Ф. Производственные и складские объекты в горных выработках. М.: Стройиздат, 1980. – 123 с.
5. Пустовойтенко В.П. Геотехнічне забезпечення підземного будівництва в Україні.-Київ, 1999. – 257 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 01.04.10*

УДК 622.831

© С.Б. Тулуб, А.В. Солодянкін

## **ОБОСНОВАНИЕ КОНЦЕПЦИИ УПРАВЛЕНИЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИМИ ПРОЦЕССАМИ В ВЫРАБОТКАХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ В УСЛОВИЯХ ОЖИДАЕМЫХ БОЛЬШИХ СМЕЩЕНИЙ КОНТУРА**

Предложена новая концепция управления геомеханическими процессами в горных выработках в условиях ожидаемых больших деформаций приконтурного массива. В основу концепции положены критерии оценки устойчивого состояния выработки – критический радиус зоны неупругих деформаций и критические смещения контура, а также установленные закономерности деформирования массива, учитывающие время относительной стабилизации геомеханических процессов.

Запропонована нова концепція управління геомеханічними процесами в гірничих виробках в умовах очікуваних великих деформацій приконтурного масиву. В основу концепції покладені критерії оцінки стійкого стану виробки – критичний радіус зони непружних деформацій і критичні зміщення контура, а також встановлені закономірності деформації масиву, що враховують час відносної стабілізації геомеханічних процесів.

New conception of management geomechanic processes is offered in the workings in the conditions of the expected large rock mass deformations. In basis of conception the criteria of estimation of the stable state of workings are fixed is a critical radius of area of unresilient deformations and critical displacements of contour, and also the set conformities to the law deformations of rock mass, taking into account time of the relative stabilizing of geomechanic processes.

**Введение.** Добыча полезных ископаемых неизбежно связана с увеличением глубины горных работ. При этом существенно возрастает гравитационная составляющая горного давления, меняются физико-механические свойства породной среды и ее поведение, снижается степень геологической разведанности месторождений. Создание искусственных полостей в земной коре вызывает перераспределение начального поля напряжений, приводит к разрушению массива пород, его сдвиганиям, изменению пространственной структуры массива. Все чаще эти процессы носят катастрофический характер, сопровождаются человеческими и материальными потерями. В связи с этим, одной из наиболее актуальных проблем является обеспечение безопасности и эффективности подземных работ в контролируемых геомеханических условиях.

**Постановка задачи.** Наиболее тяжелые последствия проявлений повышенного горного давления в выработках глубоких шахт связаны с так называемыми большими деформациями окружающего выработку породного массива. При этом в качестве «больших деформаций» рассматриваются такие, которые, приводят к потере выработкой эксплуатационных функций и необходимости выполнения ремонтно-восстановительных работ (перекрепление, подрывка почвы и т.п).

Большие деформации породного массива в определенных горно-геологических условиях могут реализовываться чрезвычайно быстро – горные удары, внезапные выбросы угля, породы и газа. Другие протекают относительно медленно – деформирование и разрушения крепи, формирование вывалов, пучение пород почвы. Являясь, по сути, процессами статическими, их последствия не менее тяжелы. Так, с глубиной величина поднятия пород почвы за достаточно короткий промежуток времени может достигать величины 1 м и более, принимая характер катастрофического в организационном и экономическом отношении явления.

Решению проблемы обеспечения устойчивости выработок посвящены работы многих ученых и целых коллективов ведущих вузов и научно-исследовательских институтов. В Украине наибольший вклад в ее решение внесли работы Бабиюка Г.В., Бондаренко В.И., Виноградова В.В., Глушко В.Т., Дружко Е.Б., Друцко В.П., Заславского Ю.З., Зорина А.Н., Зборщика М.П., Касьяна Н.Н., Коскова И.Г., Кошелева К.В., Литвинского Г.Г., Максимова А.П., Назимко В.В., Новиковой Л.В., Парчевского Л.Я., Петренко В.Д., Пиньковского Г.С., Роенко А.Н., Сдвижковой Е.А., Усаченко Б.М., Халимендика Ю.М., Шашенко А.Н. и многих других. Однако, несмотря на значительные достижения, учитывая масштабы, специфику объекта исследований и постоянно меняющиеся условия, актуальность этой проблемы не снижается.

В качестве наиболее характерного проявления больших деформаций приконтурного массива на глубоких горизонтах шахт может быть рассмотрено пучение пород почвы. Само понятие «глубокие горизонты» не подразумевает какой-либо конкретной глубины. Комплексным показателем, характеризующим степень сложности условий разработки месторождений полезных ископаемых и определяющий для конкретного региона уровень «больших глубин», является

безразмерное отношение  $\theta = R_c/\gamma H$ , где  $R_c$  – прочность породного массива на одноосное сжатие,  $\gamma$  – объемный вес пород,  $H$  – глубина разработки. Оценка условий разработки по показателю  $\theta$  убедительно объясняет, почему выработки шахт Западного Донбасса, расположенные на глубине 400-500 м находятся в более тяжелых условиях, чем выработки шахт Центрального Донбасса на значительно большей глубине.

**Целью настоящей статьи** является обоснование концепции управления геомеханическими процессами в выработках угольных шахт в условиях формирования значительных зон деформированных пород и ожидаемых больших смещений контура.

**Обоснование рационального подхода к управлению геомеханическими процессами в горных выработках.** Основным способом обеспечения устойчивости подземных объектов является установка несущей конструкции (крепей) соответствующей прочности и податливости, обеспечивающей равновесие геомеханической системы «крепь-окружающий массив».

Механизм управления состоянием массива в окрестности горных выработок в условиях возможной потери устойчивости, должен быть связан с механизмом деформирования приконтурной зоны пород и основан на предупреждении разрушения контура выработки, если этого можно достичь применением конструкций (крепей) с высокой несущей способностью, или же снижении их разрыхления и смещений с помощью крепей с высокой несущей способностью при ограниченной податливости.

Выбор такой несущей конструкции может быть осуществлен на основе разных подходов. На рис. 1 показана зависимость величины давления на крепь выработки от величины деформаций (смещений) ее контура после обнажения [1]. Более того, породы подвергаются упругим деформациям (а в тяжелых геомеханических условиях – разрушаются) еще перед забоем. Для того чтобы полностью исключить подобные деформации ( $U = 0$ ), необходимо, чтобы сопротивление крепи  $P$  полностью соответствовало величине горного давления. Это означает, например, что в выработке на глубине  $H = 1000$  м необходимо установить крепь несущей способностью 25...26 МН/м<sup>2</sup>, что технически и технологически невозможно. После определенной упругой деформации потребуется значительно меньшее сопротивление крепи  $P$ , обеспечивающее равновесие системы «крепь-массив». После деформации пород, соответствующей лишь 3 мм, величина сопротивления крепи, необходимая для поддержания равновесия будет равна уже 55 % величины горного давления, а при деформации, соответствующей 60 мм – только 20 % ( $P = 5$  МН/м<sup>2</sup>). Если же величина деформаций превысит определенный соответствующий горно-геологическим условиям уровень (например, 100 мм, (см. рис. 1)), то рабочее сопротивление крепи, необходимое для обеспечения равновесия, вновь значительно возрастет из-за расслоения приконтурных пород.

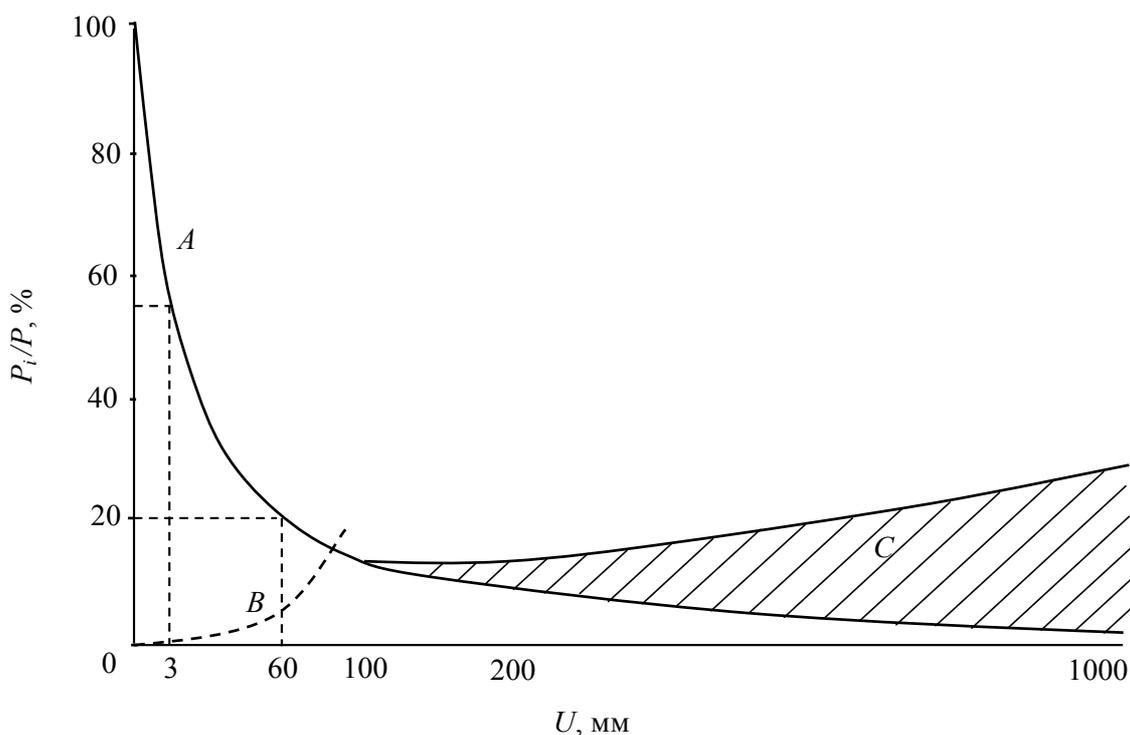


Рис. 1. Зависимость величины давления на крепь выработки от величины деформаций (смещений) ее контура: *A* – характеристика породного массива; *B* – характеристика крепи; *C* – разрыхление приконтурного массива

Один из подходов в обеспечении равновесного состояния системы «крепь-окружающий массив» предполагает максимально быстрый ввод крепи в работу по предупреждению деформаций пород – до реализации части упругих и предупреждения пластических деформаций. Такой подход требует применения жестких крепей. Для пород высокой крепости и нетрещиноватых в качестве таковых применяют набрызгбетонные, анкерные (в качестве основной крепи или в комбинации с набрызгбетоном и металлической сеткой). Для пород менее прочных, для реализации этого подхода требуются весьма мощные, жесткие крепи, препятствующие смещениям массива (до величины нескольких миллиметров).

Недостаток такого подхода в том, что область обеспечения устойчивого (равновесного) состояния вмещающего выработку массива определяется очень малым диапазоном допустимых значений деформаций при высоком уровне потенциальной энергии геомеханической системы «породный массив-крепь-выработка». Такое состояние определяется как неустойчивое равновесие [2]. Незначительные изменения параметров влияющих факторов могут привести к недопустимым значениям деформаций и вызвать потерю устойчивого состояния в виде тяжелых или катастрофических проявлений горного давления.

Поэтому такой подход приемлем для подземных сооружений, расположенных на небольшой глубине, в устойчивых породах (тоннели различного назначения, выработки объектов, не связанных с добычей полезных ископаемых, хранилища и т.п.).

Комплекс протяженных выработок горнодобывающих предприятий часто располагается в породах неустойчивых, трещиноватых, в зонах геологических

нарушений, подверженных влиянию очистных работ. Основной тенденцией развития горнодобывающей промышленности является постоянный рост глубины. Увеличение с глубиной напряженного состояния породного массива в окрестности выработок приводит к росту потенциальной энергии, что и является основной причиной появления больших деформаций породного контура и повышения интенсивности протекания геомеханических процессов, нередко – в виде катастрофических проявлений.

Все это свидетельствует о том, что данные выработки работают в условиях напряжений, близких к предельным. В связи с этим, для рассматриваемых выработок более рациональным является другой подход в обеспечении их устойчивости – снижение уровня потенциальной энергии окружающего массива за счет реализации деформационных процессов при контролируемом управлении со стороны средств крепления и охраны.

Недостаток этого подхода – формирование вокруг выработки зоны разрушенных пород, т.е. наличие больших деформаций приконтурного массива. Однако положительным фактором является то, что в этом случае диапазон допустимых значений смещений пород (деформаций массива) достаточно большой, при существенно меньших значениях НДС.

Такое состояние системы является более устойчивым и в условиях высокой неопределенности влияющих геологических и техногенных факторов более приемлем для обеспечения безопасности горных работ.

**Обоснование концепции управления геомеханическими процессами в протяженных выработках глубоких шахт.** Концепция управления геомеханическими процессами вокруг протяженных выработок в условиях больших смещений контура и формирования значительных зон неупругих деформаций предполагает, в первую очередь, предупреждение катастрофических проявлений (вывалы пород кровли, пучение почвы) и тяжелых последствий (снижение устойчивости выработки, большие затраты на ремонтные работы и перекрепление) во время строительства и длительной эксплуатации выработок.

Проблема обеспечения устойчивости выработок в этих условиях состоит в том, что вокруг выработки в короткий срок формируется значительная зона разрушенных пород, происходят большие смещения контура. Рассматривая условия больших глубин и сложных горно-геологических условий, которые приводят к образованию вокруг выработки зоны неупругих деформаций значительных размеров, в [3] для описания этого процесса предложена бифуркационная модель пучения, как явление потери упругопластической устойчивости породного массива. В соответствии с ней вокруг выработок, расположенных на большой глубине, при достижении размеров зоны неупругих деформаций (ЗНД) критической величины (или критических смещений контура выработки) система «выработка-крепь-окружающий массив» теряет устойчивость. Чаще всего потеря устойчивости происходит в виде вспучивания пород почвы – как наименее прочного участка выработки.

Идея концепции управления геомеханическими процессами состоит в учете закономерностей протекания геомеханических процессов и применении на каждом этапе строительства и эксплуатации выработки соответствующих спо-

способов обеспечения устойчивости, допускающих формирование демпферной зоны для разгрузки приконтурного массива пород от повышенных напряжений и предотвращающих развитие зоны разрушенных пород и смещения породного контура, приводящих к потере устойчивости массива.

Поведение массива вокруг выработки может быть описано следующей деформационной моделью. После проведения выработки под влиянием повышенных напряжений происходит разрушение приконтурного массива. При этом образуется область неупругих деформаций таких размеров, которые обеспечивают статическое равновесие системы «массив-выработка-крепь». Идеальным случаем является стабилизация геомеханических процессов при достигнутых размерах ЗНД –  $r_{Lc}$  и смещениях контура выработки -  $u_c$  (рис. 2). Окончание этого этапа является оптимальным с точки зрения управления состоянием геомеханической системы «массив-выработка-крепь». Теоретически это можно осуществить, применяя крепь с регулируемой несущей способностью и податливостью, работающей на протяжении первого этапа в податливом режиме и переходящей в жесткий режим к моменту стабилизации геомеханических процессов.

Естественной стабилизации деформационных процессов, как правило, не происходит, поскольку приконтурный разрушенный массив обладает «высокой чувствительностью» к различным внешним факторам. Дальнейшие деформации можно объяснить некоторым снижением прочности пород, прилегающих к контуру выработки, в результате разрушения внешними агентами (влажность, колебания температур, воздействие агрессивных вод и т.д.), разбуханием глинистых частиц. Кроме того, прочность пород несколько снижается при воздействии на нее длительных нагрузок. Существенное влияние на эти процессы оказывают также очистные работы.

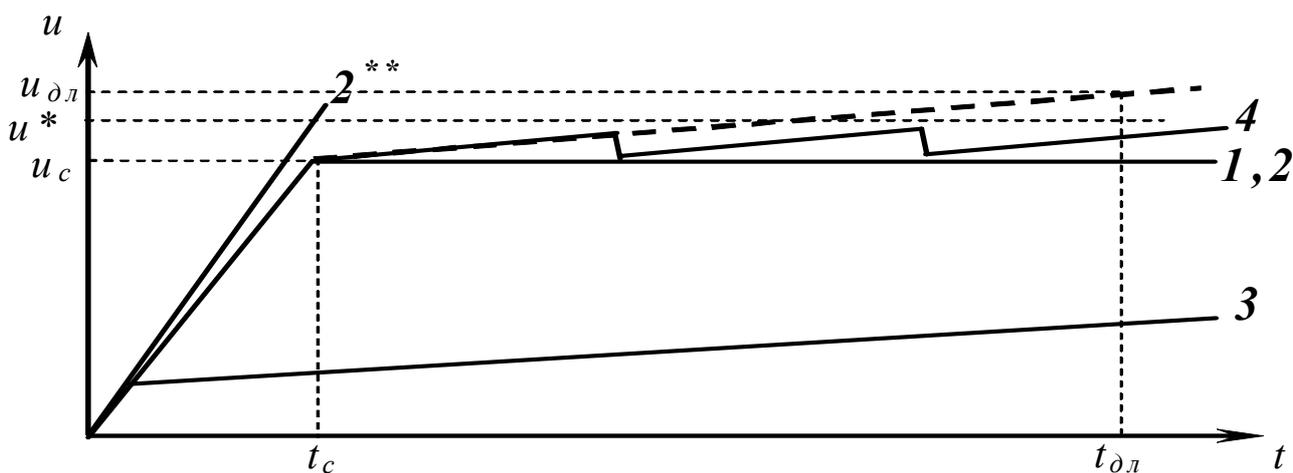


Рис. 2. Возможные схемы протекания геомеханических процессов вокруг выработки – к обоснованию способов повышения устойчивости выработок в условиях ожидаемых больших смещений контура

С ростом внешней нагрузки размеры ЗНД увеличиваются, сохраняя какое-то время равновесие системы. Но при достижении некоторых критических ее размеров происходит относительно быстрый переход системы в неустойчивое состояние – потеря упруго-пластической устойчивости, характеризующееся наличием аномально больших перемещений на контуре выработки – вспучивание пород почвы. Последнего может не произойти, если нагрузка со стороны кровли превысит несущую способность крепи и приведет к вывалу пород.

В результате решения аналитической задачи о потере упругопластической устойчивости породного массива в окрестности одиночной выработки расположенной в однородном массиве, получены критерии, оценивающие возможность потери устойчивости системы «выработка-породный массив» [3, 4]:

$$\bar{\varepsilon}_v r_L^{*2} \ln^2 r_L^* - 2 = 0, \quad (1)$$

где  $\bar{\varepsilon}_v$  - среднее значение относительного увеличения объема в пределах зоны неупругих деформаций;  $r_L^*$  - относительный критический радиус области пластических деформаций. В случае если выражение (1) меньше нуля, то в окрестности выработки произойдет переход от одного равновесного состояния в другое, сопровождающееся вспучиванием пород почвы.

Функция связи между величинами, входящими в условие (1), в явном виде аппроксимируется относительно  $r_L^*$  степенным выражением:

$$r_L^* = 1 + \bar{\varepsilon}_v^{-0.4}. \quad (2)$$

Критический радиус ЗНД функционально связан со смещениями контура выработки, поскольку последние являются следствием объемного расширения пород  $\bar{\varepsilon}_v$  в зоне неупругих деформаций, ограниченной радиусом  $r_L^*$ .

Зависимость (2), соответствующая критической величине смещений контура выработки определяется зависимостью:

$$u^* = \frac{\varepsilon_v \left[ \exp\left(-\frac{(1+\lambda)}{2N_{\theta}B}\right) \left(1 - \frac{(\lambda-1)}{N_{\theta}B}\right) - 1 \right]}{\left(\frac{3,48}{r_L}\right)^{3,33}}, \quad (3)$$

где  $N_{\theta} = \theta \sqrt{\psi + \frac{2(1-\psi)}{\theta}}$ ,  $\psi = R_p / R_c$  – коэффициент хрупкости пород,  $R_p, R_c$  – соответственно пределы прочности образцов горных пород на одноосное растяжение и сжатие ( $0 \leq \psi \leq 1$ );  $B = \frac{r_L^2 - k_{осм}}{1 - r_L^2}$ ,  $r_L^*$  – безразмерный критический радиус ЗНД, определяемый по формуле (2);  $\lambda$  – коэффициент бокового распора,

$k_{ост} = R_{ост} / R_c$  – коэффициент остаточной прочности;  $R_{ост}$  – остаточная прочность пород на одноосное сжатие на контуре выработки.

Установленные критерии вспучивания:  $r_L^*$  – относительный критический радиус области пластических деформаций и  $u^*$  – критические смещения контура выработки дают однозначный ответ на вопрос возможно ли пучение пород в данных горно-геологических условиях, и при каких значениях ЗНД и смещений контура начинается неуправляемый процесс развития деформаций в почве.

Установленная в [5] зависимость позволяет определить смещения контура выработки в любое время после проведения выработки в зависимости от основных геотехнических факторов:

$$u = 13,5k_n d (a \ln(T) - b) \theta^{(0,9-c)}. \quad (4)$$

где  $T$  – время эксплуатации участка выработки, с момента его проведения, сут.;  $a$  и  $b$  – коэффициенты, зависящие от параметра  $\theta$ ;  $c$  и  $d$  – переменные, зависящие от коэффициента  $\lambda$ ;  $k_n$  – коэффициент, учитывающий направление выработки по отношению к простиранию пород и угол наклона пластов.

Выбор способов обеспечения устойчивости выработки производится с учетом закономерностей протекания геомеханических процессов, горно-геологических и горнотехнических факторов и типа выработки. При этом возможны следующие направления при обеспечении устойчивости выработок.

1. Критический радиус области пластических деформаций  $r_L^*$  и критические смещения контура выработки  $u^*$  больше соответствующих показателей в точке, характеризующей стабилизацию геомеханических процессов после проведения выработки  $r_{Lc}$  и  $u_c$ . Это означает, что на первом этапе вокруг выработки сформировалась ЗНД таких размеров, которые обеспечивают относительное равновесие системы «массив-выработка-крепь».

Сохранить устойчивость (равновесие) системы «массив-выработка-крепь» можно путем создания в приконтурной части условий, препятствующих дальнейшей потере прочности приконтурных пород, повысив их несущую способность путем упрочнения химическими (вяжущими веществами) или механическими (анкерами) способами, а также увеличив отпор крепи и, желателно, изолировав приконтурный массив от воздействия рудничной атмосферы и увлажнения. Величина  $r_{Li}$  и  $u_i$  после проведения этих мероприятий не достигает критических значений  $r_L^*$  и  $u^*$  (рис. 2, поз. 1).

2. Критический радиус области пластических деформаций  $r_L^*$  и критические смещения контура выработки  $u^*$  меньше соответствующих показателей в точке, характеризующей стабилизацию геомеханических процессов после проведения выработки. Это означает, что в данных геомеханических условиях после проведения выработки размеры ЗНД достигают критических значений до стабилизации геомеханических процессов (рис. 2, поз. 2\*\*).

Сохранить устойчивость выработки в этом случае можно с помощью мероприятий по упрочнению приконтурного массива пород до начала формирования ЗНД. Например, применяя податливые анкера, установленные сразу по

сле обнажения массива в призабойной части выработки. Это позволит повысить прочность массива в приконтурной части за счет их армирования, ограничит смещения контура выработки и стабилизирует деформационные процессы до достижения критических величин (рис. 2, поз. 2). После образования демпферной зоны и стабилизации деформационных процессов, проводят мероприятия, препятствующие дальнейшей потере прочности приконтурных пород.

3. При значительных сроках службы и сложных геомеханических условиях актуальным является вопрос безремонтной эксплуатации капитальных горных выработок.

Нагрузки на жесткие крепи, ввиду их малой податливости, зачастую превышают их несущую способность и они, в большинстве случаев, не обеспечивают необходимый эксплуатационный режим работы капитальной выработки на весь срок службы. Применение крепей, обладающих большой податливостью, в подобных условиях приводит к образованию больших зон разрушенных пород, что существенно ухудшает состояние выработок. Однако податливая крепь способствует разгрузке породного массива и позволяет регулировать действующие нагрузки.

В связи с этим для обеспечения устойчивости капитальных выработок в условиях больших деформаций окружающих выработку пород наиболее целесообразным является применение ограничено-податливых крепей с достаточно высокой несущей способностью.

В качестве одного из решений может быть использование двухслойной монолитной податливой крепи, которая объединяет положительные качества обычной бетонной крепи с требуемой в таких условиях податливостью конструкции. В качестве внешнего податливого слоя может использоваться пористый, легко деформирующийся пеноматериал, выполняющий функции податливого (демпферного) элемента конструкции. Внутренний слой из обычного бетона является несущим. Величина смещений контура выработки может быть существенно уменьшена за счет увеличения несущей способности податливого слоя (рис. 2, поз. 3).

4. Для обеспечения устойчивости выработок главных направлений в сложных геомеханических условиях, часто возникает необходимость проведения многократных ремонтов (рис. 2, поз. 4).

Как было сказано выше, даже после относительной стабилизации процессов деформирования и разрушения пород приконтурной части массива, смещения пород продолжают еще длительное время и вызваны они совокупным влиянием большого количества факторов, каждый из которых может иметь разный вклад, как для различных выработок, так и на разных этапах эксплуатации одной выработки. Закономерности влияния всех этих факторов и определение оптимальных затрат на поддержание должно производиться на основе вероятностной модели устойчивости протяженной выработки и с учетом фактора времени.

Во всех случаях обязательными условиями выполнения всех технологических мероприятий должны быть следующие.

- окружающий выработку массив сразу же после обнажения необходимо включать в работу системы «массив-выработка-крепь»;

- при установке несущей конструкции должен быть обеспечен равномерный плотный контакт крепи и породного контура;

- повышенный отпор окружающим породам необходимо обеспечивать за счет использования технических средств, имеющих малую материалоемкость и высокие силовые характеристики (крепь усиления, анкеры, несущая податливая забутовка, рукава «Буллфлекс» и др.);

- способы обеспечения устойчивости выработки должны в максимальной степени использовать несущую способность приконтурного массива путем повышения эффективности отпора самой крепи и использования средств усиления (анкеры, химическое упрочнение пород, крепи усиления);

- конструкция крепи или применение средств усиления должно учитывать негативное влияние несимметричной нагрузки.

**Выводы.** Для обеспечения устойчивости выработок глубоких шахт, работающих в условиях напряжений, близких к предельным, рациональным является следующий подход – снижение уровня потенциальной энергии окружающего массива за счет реализации деформационных процессов при контролируемом управлении со стороны средств крепления и охраны.

После проведения выработки должен быть обеспечен мониторинг состояния системы «крепь-окружающий массив» на основе критериев устойчивости и закономерностей поведения массива пород.

Выбор способов обеспечения устойчивости выработки производится с учетом закономерностей протекания геомеханических процессов, горно-геологических и горнотехнических факторов и типа выработки.

Для эффективности принятых средств и способов обеспечения длительной устойчивости выработок обязательным является выполнение ряда мероприятий, направленных, главным образом, на формирование системы «массив-выработка-крепь» и использование несущей способности приконтурных пород.

#### Список литературы

1. Араунер Х.-В. Управление горным давлением при использовании технологии заполнения закрепного пространства и набрызгбетонирования // Глюкауф. – 1985. - № 2. – С. 5-9.
2. Вальмир А.С. Устойчивость деформируемых систем. М.: Наука, 1967. – 524 с.
3. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики. – К.: Універ. вид-во “Пульсари”, 2002. – 304 с.
4. Шашенко А.Н., Солодянкин А.В. Критерии оценки устойчивости пород почвы горных выработок // Науковий вісник Національного гірничого університету. – 2007. - № 1. – С. 44-49.
5. Солодянкин О.В. Дослідження зміщень контуру гірничих виробок в шахтних умовах // Матеріали міжнародної конференції “Форум гірників-2008”. Том 2. – Дніпропетровськ: РВК НГУ. – 2008. – С. 199-201.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 22.03.10*

## ТЕХНІКО-ЕКОНОМІЧНІ АСПЕКТИ ОСВОЄННЯ ПІДЗЕМНОГО ПРОСТОРУ

Розглянуті техніко-економічні і екологічні аспекти використання підземного простору. Виконаний аналіз світового досвіду підземного будівництва, а також оцінка економічної ефективності використання різних об'єктів розташованих у геологічному середовищі в порівнянні з аналогічним об'єктом на поверхні.

Рассмотрены технико-экономические и экологические аспекты использования подземного пространства. Выполнен анализ мирового опыта подземного строительства, а также оценка экономической эффективности использования различных объектов расположенных в геологической среде по сравнению с аналогичным объектом на поверхности.

Considered techno-economic and environmental aspects of underground space. The analysis of world experience in underground construction, and to assess the economic efficiency of various objects located in a geological environment compared to the same object on the surface.

**Вступ.** Використання підземного простору для розміщення господарських об'єктів у великих містах базується на ретельній економічній проробці. Практикується переважно порівняльний економічний аналіз підземного підприємства і його поверхневого аналога. За існуючими рекомендаціями для цього слід враховувати комплексну економічну оцінку територій, що відводяться під будівництво (або економію в розмірах ділянки за рахунок підземного розміщення об'єктів), яка включає витрати на інженерну інфраструктуру; економічні наслідки від зміни характеру використання територій (у тому числі компенсацію вилучень земель, лісонасаджень, зон відпочинку тощо); витрати на охорону навколишнього природного середовища; соціальне-економічні фактори цінності територій. У необхідних випадках потрібно враховувати і стійкість порівняльних об'єктів до стихійного лиха і зовнішніх впливів.

Однак використання підземного простору у великих українських містах здійснюється неефективно. Основною причиною є недостатня методологічна забезпеченість і відпрацьованість економічного механізму оцінки ефективності освоєння підземних ресурсів.

**Постановка завдання.** В зв'язку з цим актуальною науковою задачею, що має важливе народногосподарське значення, є формування підходів і методів оцінки ефективності реалізації проектів освоєння підземного простору, що забезпечують рішення економічних, екологічних і соціальних задач. Метою статті є аналіз відомих даних та детальна оцінка економічної ефективності підземних об'єктів при їх розташуванні та експлуатації в існуючих або у спеціальних гірничих виробках.

**Викладання матеріалу та результати.** До цього часу, коли кризовий період в Україні не дає підстав визначити надійні техніко-економічні критерії для оцінки ефективності освоєння підземного простору, зупинимося на аналізі деяких оцінок зарубіжних фахівців стосовно проблеми, що розглядається [1-4].

За даними цих праць, питомі витрати на обладнання підземної камери (з розрахунку на 1 м<sup>2</sup> перерізу) менші більш як в 2 рази, ніж витрати на аналогіч-

ний об'єкт поверхні. У довоєнній Німеччині при використанні гірничих виробок вартість підземних заводів була в 2...2,5 рази нижчою за вартість наземних підприємств, а при спеціальному підземному будівництві – навпаки. Експлуатаційні витрати на підземних заводах оптичних і високоточних приладів значно нижчі, ніж до переведення їх в підземні умови. За даними шведських фахівців, рентабельність підземного будівництва і експлуатації заводів у скельних породах дуже висока.

Слід зазначити, що в цілому аналізовані оцінки досить суперечливі. Так, вартість заводу точного машинобудування в разі розміщення його в існуючих виробках становить 119 % вартості наземного аналога, а при спеціальному підземному будівництві – 114 %. Для хімічного заводу ці показники відповідно дорівнюють 134 і 160 %.

Техніко-економічні розрахунки довели, що в разі розміщення в існуючих гірничих виробках підприємств точного приладобудування капітальні та експлуатаційні витрати знаходяться на рівні витрат аналогічних наземних підприємств. При цьому вартість загальнобудівельних робіт зменшується в 2 рази. Це пов'язано головним чином зі збільшенням виходу придатної продукції і підвищенням її якості через відсутність вібрації в підземних цехах. Останнім часом спостерігається різке зменшення витрат на будівельно-монтажні роботи і термінів розміщення підприємств.

Висока економічна ефективність характерна для підземних гідроелектростанцій. Капітальні витрати на спорудження підземних ГЕС дорівнюють або (умови Швеції) нижчі, ніж при будівництві відкритих ГЕС, а експлуатаційні витрати нижчі. Також мають високу ефективність підземні газосховища (табл. 1).

Порівняльна економічна ефективність підземних і наземних сховищ рідкого палива наведена в табл. 2 (дані НДПромгазу).

Таблиця 1

Техніко-економічні показники підземних і наземних сховищ газу пропан-бутану місткістю 14 тис. м<sup>3</sup>

Тип сховища	Вартість, ум. од/м <sup>3</sup>	Витрати сталі, кг/ м <sup>3</sup>	Витрати праці, людино-год/м <sup>3</sup>
Стальні наземні резервуари високого тиску	143,8	317,5	9,08
Підземні ємності, вилужені в соляних відкладах	5,4	4,8	0,79
Підземне сховище в спеціально пройдених гірничих виробках	32,8	7,1	2,65

Питомі капіталовкладення на будівництво сховищ рідкого палива шахтного типу в існуючих гірничих виробках соляної шахти і гіпсового рудника в кілька разів нижчі від витрат на будівництво наземних і заглиблених сховищ. Підземні сховища, що частково використовують виробки і споруди ліквідованих шахт (стволів і наземного комплексу вугільної шахти та виробок-місткостей калійного рудника), економічніші за наземні і заглиблені аналоги в 1,7 раза.

## Капіталовкладення на будівництво сховищ рідкого палива

Тип сховища	Капіталовкладення, тис. ум. од.	Питомі капіталовкладення, ум. од./м <sup>3</sup>
Підземне сховище: місткістю 300 тис м <sup>3</sup> у спеціально пройдених виробках з використанням споруд ліквідованої вугільної шахти	4840	16,1
місткістю 100 тис м <sup>3</sup> у виробках калійного рудника	1786	17,9
місткістю 100 тис м <sup>3</sup> у виробках гіпсової шахти	519	5,2
місткістю 100 тис м <sup>3</sup> у виробках кам'яносоляної шахти	945	2,4
Сховища із заглиблених резервуарів	8500	28,4
Сховища з наземних сталевих резервуарів місткістю 300 тис м <sup>3</sup>	8300	27,2

Зарубіжні дані про економічну ефективність відрізняються від вітчизняних. Так, вартість нафтосховища, обладнаного у відпрацьованій вугільній шахті (США), становить, включаючи витрати на дослідження і придбання шахти, 15 % вартості наземного резервуарного парку, а експлуатаційні витрати виявилися в 50 разів менші. За французькими даними, вартість пристосування залізничної шахти поблизу м. Канн під сховище дизельного палива виявилася в 2 рази менша, ніж вартість будівництва наземного складу. Експлуатаційні витрати у французьких підземних сховищах майже в 2 рази менші, ніж у наземних.

У північних країнах (Швеція, Норвегія, Фінляндія), що нагромадили великий досвід підземного будівництва в скельних породах, вартість підземного сховища місткістю понад 30...40 тис. м<sup>3</sup> становить у середньому 40...60% вартості наземного парку металевих резервуарів, а експлуатаційні витрати – 2 %. Наприклад, для підземних сховищ бензину становлять (на 1 м<sup>3</sup>) 1,4 дол. США, а для наземних сталевих резервуарів – 3,9 дол. США.

Вітчизняний досвід свідчить про високу техніко-економічну ефективність підземних холодильників, охолоджуваних фрукто- і овочесховищ, продовольчих складів. У колишньому СРСР великий підземний розподільний холодильник для зберігання заморожених і охолоджених продуктів успішно функціонував понад 15 років. Питомі капіталовкладення на 1 т умовної місткості були визначені під час будівництва на 24 % нижче за нормативні. Показники експлуатаційної діяльності цього холодильника вищі, ніж у розташованого в тому ж районі наземного холодильника місткістю 17 тис. т відношення витрат обігу до наведеного вантажообігу відповідно 2,34 і 3,05 %. Витрати на капітальний і поточний ремонт у підземному холодильнику також менші.

Економічна ефективність розміщення холодильників в існуючих гірничих виробках вапнякових і гіпсових шахт підтверджується багатьма проробками, в яких кошторисна вартість будівництва визначена на 25...50 % нижче за наземні

аналоги. Для підземних споруд значно менші потреби в дефіцитних будівельних матеріалах. Так, у разі розміщення підземного холодильника місткістю 10 тис. т у гіпсових виробках економія конструктивного і ніздрюватого бетону може досягти 8 тис. м<sup>3</sup>, мінераловатної пробки - 2,8 тис. м. На будівництві підземного охолоджуваного овочесховища під Кишиневом було витрачено цементу у 8, металу в 70, збірного залізобетону в 50 разів менше, ніж на будівництві наземного.

Оцінка економічної ефективності продовольчих складів, що експлуатуються в нерегульованих волого-температурних умовах, утруднена, хоч вартість їх розміщення в гірничих виробках набагато нижча за нормативну. Обмеженість асортименту продукції, що зберігається, недостатній технічний рівень інженерного забезпечення складів не дають можливості порівняти їх з наземними продовольчими складами.

Проектні проробки розміщення в гірничих виробках різноманітних складів продукції легкої промисловості і складів мінеральних добрив, обладнання, медикаментів тощо також показали їх економічну перевагу перед наземними складами.

Зарубіжні дані стосовно об'єктів складського призначення також вказують на економічну доцільність будівництва підземних складів, особливо комплексних, що призначені для зберігання різних продуктів і товарів та мають камери з різними волого-температурними режимами.

Складські приміщення різноманітного призначення були обладнані в гірничих виробках під час війни в Німеччині. Середня вартість 1 м<sup>3</sup> цих складів була в 2...3,5 рази менша, ніж у наземних.

Американські фахівці пояснюють тенденцію до збільшення кількості підземних складів продовольчої та промислової продукції їх високою економічною ефективністю. У США доведено, що капітальні витрати на будівництво підземних холодильників в існуючих гірничих виробках на 40...50% менші, ніж в наземних. Наприклад, витрати, що припадають на 1 м<sup>3</sup> охолоджуваного об'єму в холодильниках у районі м. Канзас-Сіті, становлять 13,3...17,7 дол. США, що на 40 % менше від витрат у наземних холодильниках аналогічного об'єму. Важливим є і те, що період розміщення складського об'єкта в гірничих виробках може бути доведений до 30 днів.

Будівництво складів у гірничих виробках, що проводяться спеціально, також економічно виправдане. Наприклад, вартість товарного складу з холодильником в Осло становить 2,22 млн. дол. США, тобто вартість 1 м<sup>3</sup> виробки з врахуванням вартості штолень і холодильного устаткування дорівнює 13 дол. США. Вартість будівництва цього холодильника також нижча, ніж вартість будівництва наземного холодильника, і становить (без вартості холодильного устаткування і його монтажу) 107 дол. США на 1 м<sup>2</sup> складської площі.

Дешевше обходиться за рубежом і експлуатація підземних складів. Так, вартість зберігання продуктів у холодильнику в м. Канзас-Сіті на 30...50 % менша, ніж у наземних холодильниках. Серед основних причин відзначаються незначні витрати на підтримання і ремонт гірничих виробок порівняно із витратами на ремонт і пофарбування будівель у наземних холодильниках; страхові внески на випадок пожеж у кілька разів менші, ніж для наземних холодильників; невелика плата за землю; в три, а при застосуванні кондиціонування в два

рази менші витрати на підтримання необхідних температурних режимів порівняно з наземними холодильниками.

Вартість спеціального будівництва підземних резервуарів для зберігання питної води і очищення стічних вод виявилася такою самою, як в наземних спорудах.

На думку американських фахівців, виділення і зіставлення окремих статей витрат при порівнянні різних варіантів будівництва важко здійсненне. Всі витрати повинні розраховуватися для конкретної ділянки, на якій планується розміщення підприємства.

Для визначення порівняльної економічної ефективності підземних і наземних підприємств доцільно враховувати зменшення витрат у підземному варіанті деяких дефіцитних конструктивних і теплогідроізоляційних матеріалів.

Велику роль при оцінці ефективності підземного варіанта будівництва може грати грошова оцінка землі. Відомо, що в цьому випадку площа земельного відведення зменшується в кілька разів. На сьогодні немає єдиної точки зору на принципові положення стосовно визначення відносної та абсолютної вартості землі [5].

За рубежем вартість землі є могутнім стимулятором підземного промислового будівництва, оскільки земля дорого коштує. Наприклад, на будівництво доріг в США щороку витрачається майже 16 млрд. дол. США, з яких 60...70 % припадає на оплату земельних ділянок.

**Висновки і напрями подальших досліджень.** Наведені дані дають змогу зробити висновок про високу економічну ефективність підземних об'єктів. Капітальні витрати в разі розміщення цих об'єктів в існуючих гірничих виробках, як правило, нижчі, а у разі спеціального підземного будівництва в стійких гірничих породах, що не вимагають будівництва несучих кріплень, порівняні з вартістю наземних підприємств. Експлуатаційні витрати в підземних складах і сховищах у тій чи іншій мірі нижчі, а на складних виробничих підприємствах не перевищують витрат на експлуатацію наземних підприємств.

Слід зазначити, що до цього часу не розроблена методика визначення додаткових витрат на підготовку виробок за заданими параметрами і цільову відробку родовищ для подальшого їх використання. Розроблення такої методики – основне завдання майбутніх досліджень.

#### Список літератури

1. Пустовойтенко В.П. Освоение подземного пространства – важнейшая задача развития крупных городов Украины// Междунар. конф. «Проблемы и перспективы освоения подземного пространства крупных городов»: тез. докл. – Днепропетровск, 1996. – С. 3-13.
2. Зильберборд А.Ф., Горская Г.С., Инженерно-геологические предпосылки использования подземных полостей для хранения продовольствия. – М.: ВНИИГГ, 1970. – 80 с.
3. Папернов М.М., Зильберборг А.Ф. Производственные и складские объекты в горах выработках. М.: Стройиздат, 1980. – 123 с.
4. Мостков В.М. Подземные гидротехнические сооружения. М.: Стройиздат, 1985. – 143 с.
5. Умнов В.А. Экономическая оценка и рациональное использование ресурсов подземного пространства. – М: МГУ. – 1999. – 204 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.  
Надійшла до редакції 23.03.10*

## БУРЕНИЕ ВЕРТИКАЛЬНЫХ ШАХТНЫХ СТВОЛОВ КАК ПЕРСПЕКТИВНОЕ НАПРАВЛЕНИЕ В ШАХТНОМ СТРОИТЕЛЬСТВЕ

Рассматриваются перспективы способа проходки вертикальных стволов бурением. Выполнен анализ опыта бурения стволов в странах СНГ, достоинств и недостатков данного способа строительства.

Розглянуто перспективи способу проходження вертикальних шахтних стволів бурінням. Виконаний аналіз досвіду буріння стволів в країнах СНД, достоїнств та недоліків цього способу будівництва.

Perspectives way of vertical shafts drilled are presented. The analysis of experience drilling shafts in the CIS countries, advantages and disadvantages of this method of construction.

**Введение.** До начала 90-х годов XX века интенсивное развитие угольной промышленности в СССР характеризовалось ежегодным увеличением протяженности вертикальных горных выработок. При этом доля стволов, пройденных способом бурения составила около 50 %. Так, за 60 лет XX века холдингом «Спецшахтобурение» было пробурено более 500 стволов и скважин большого диаметра общей протяженностью около 200 км.

До настоящего времени традиционная технология проходки способом БВР шахтных стволов пользовалась предпочтением, однако для значительного повышения скорости и экономичности проходки с одновременным повышением безопасности труда потребовалось перейти к более перспективным технологиям – бурению стволов [1].

Сегодня однозначно можно утверждать, что мировая тенденция развития и модернизации строительства вертикальных стволов – безлюдная проходка, т.е. бурение с поверхности.

**Основная часть.** Анализ особенностей применения технологии проходки вертикальных стволов шахт. На рисунке 1 приведены основные способы проходки шахтных стволов.

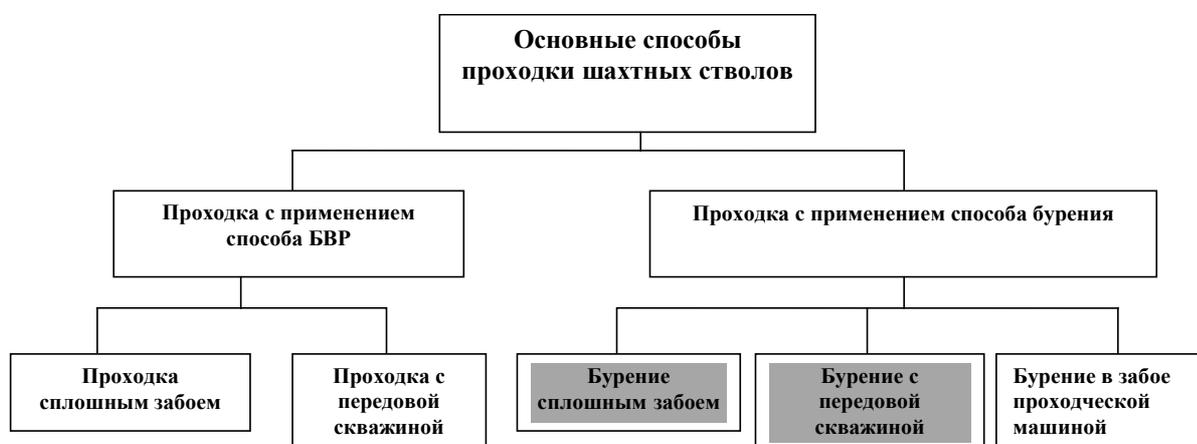


Рис. 1. Способы проходки шахтного ствола

Это перспективное направление развивалось в Украине с 1981 года, когда отечественные разработки буровых установок типа РТБ и совместные украинско-германские роторные установки фирмы «Вирт», широко внедрялись на шахтах Украины и всего СССР для сооружения вертикальных стволов.

Горно-геологические условия не всегда позволяют с должным эффектом применять эту технологию.

Из табл.1 видно, что технические и коммерческие скорости сооружения скважин при бурении конкурентноспособны в сравнении со способом БВР лишь при категории пород по буримости до 7 и угле залегания пород до 15°. В породах с крепостью свыше 8 категории по буримости предпочтительнее применять способ БВР.

Таблица 1

Темпы проходки вентиляционных скважин в различных горно-геологических условиях

№ п/п	Наименование объекта	Способ бурения	Диаметр/ Глубина, м	Средняя категория по буримости	Угол залегание пород, град.	Техническая скорость строительства, м/мес	Коммерческая скорость строительства, м/мес
1	2	3	4	6	9	10	11
1	Вент. скважина ш. им. «Фрунзе» ПО «Ровенькиантрацит»	РТБ установка «Уралмаш-4Э»	3,2/680	6,2	до 12	51	30,2
2	Вент. скважина ш. «Криничанская - Южная» ПО «Первомайскуголь»	РТБ установка «Уралмаш-4Э»	2,6/ 400	6,4	до 7	61	30,8
3	Вент. скважина ш. «Самбековская» ПО «Ровенькиантрацит»	РТБ установка «Уралмаш-4Э»	2,6/ 501	6,7	до 10	56	25,1
4	Вент. скв. ш. «№6 Булавинская» трест «Орджоникидзеуголь»	РТБ установка «Уралмаш-4Э»	1,8/ 350	7,1	до 60	13,5	10
5	ш. им. Космонавтов П.О. "Ровенькиантрацит"	РТБ установка «Уралмаш-4Э»	2,6/742	8,1	до 13	23,3	19,4
6	ш. №1-2 им. Свердлова комб. "Свердловантрацит"	РТБ установка «Уралмаш-4Э»	2,6/680	8,3	до 13	23,1	18,8
7	Вент. скважина ш. «Украина» ПО «Селидовуголь»	Роторная установка Л-35«Вирт»	2,6/543	6,7	до 6	60	31,9
8	Вент. скважина ш. «Новгородовская» ПО «Селидовуголь»	Роторная установка Л-35«Вирт»	3,2/447	6,8	до 6	56	31,9
9	Вент. скважина ш. «Октябрьская-Южная» ПО «Ростовуголь»	Роторная установка Л-35«Вирт»	4,0/170	6,1	до 8	76	28,3
10	ш. "Харьковская" П.О. "Свердловантрацит"	Роторная установка Л-35«Вирт»	4,0/336	7,6	до 11	28,2	19,5

1	2	3	4	6	9	10	11
11	ш. им. 60 лет Советской Украине П.О. «Донецкуголь»	Роторная установка Л-35«Вирт»	4,0/748	6,9	до 24	27,7	23,5
12	ш. «Юбилейная» ПО «Ростовуголь»	Роторная установка Л-35«Вирт»	4,0/495	7,2	до 16	27,3	18,1

Выгода при бурении очевидна в регионах с породами крепостью до 6-8 категории по буримости (рис. 2), где возможно достижение высоких темпов и быстрых сроков сооружения выработок. Так, например, на шахте «Украина» при бурении вентиляционной скважины Ø 3,2м; Н= 543,0 м максимальная скорость проходки составила 121 м/мес., а общее время сооружения скважины-18 месяцев.



Рис.2. Карта с указанием благоприятных горно-геологических условий для проходки стволов бурением

Надо отметить, что применение различных видов бурения влияет лишь на техническую скорость проходки, так как при использовании способа РТБ (установка «Уралмаш-4Э») скорость бурения протяженных участков увеличивается на 20-30% по сравнению с роторным способом (установка фирмы «Вирт»), а коммерческая скорость сооружения стволов остается практически одинаковой при применении любого из вышеупомянутого способа, т.к. при роторном бурении оснащение занимает в 2-3 раза меньше времени (до 2-3 месяцев).

При сооружении вертикальной выработки способом бурения объем подготовительных работ обычно составляет не более 10% от объема оснащения главных стволов. Быстрый разворот связан с низкими требованиями к благоустройству в начальный период и модульной конструкцией установок. Малая, по сравнению с буровзрывным способом, энергоемкость (до 1000 кВт), допускает временное энергоснабжение. Максимально требуемое количество (до 40) людей упрощает решение социальных вопросов. Достигнутые ранее при безлимитном финансировании темпы до 120 м/мес. при высоких экономических показателях доказывают эффективность способа [2].

Подчеркнем еще раз, что прогрессивность бурения заключается и в том, что основные процессы: непрерывное разрушение и гидродъем породы из забоя, установка крепи в наполненный буровым раствором ствол, с последующей цементацией затрубного пространства – осуществляются без людей в забое при высокой степени механизации (рабочих в 3-4 раза меньше, чем при проходке буровзрывным способом). Экономия дает и снижение до 15% перебора сечения. Высокий уровень безопасности обусловлен отсутствием взрывных работ и людей в забое.

Особенно эффективно бурение при сооружении фланговых стволов диаметром до 4 метров. Капитальные затраты на 1 т добычи при их сооружении примерно в 10 раз ниже, чем при схеме строительства только через главные стволы [3].

Реконструкция развивает шахту в том же направлении, что и новое строительство. Ее задачами являются: увеличение производительности технологических звеньев, ликвидация «узких мест», улучшение безопасности, и главное, подготовка новых горизонтов, в целях прироста мощности. И все это, достигается классическими схемами строительства шахт с фланговыми скважинами. На рисунке 3 показано формирование элементов технологической схемы шахты, где крайне важна роль фланговых скважин-стволов, в развитии транспорта и вентиляции.

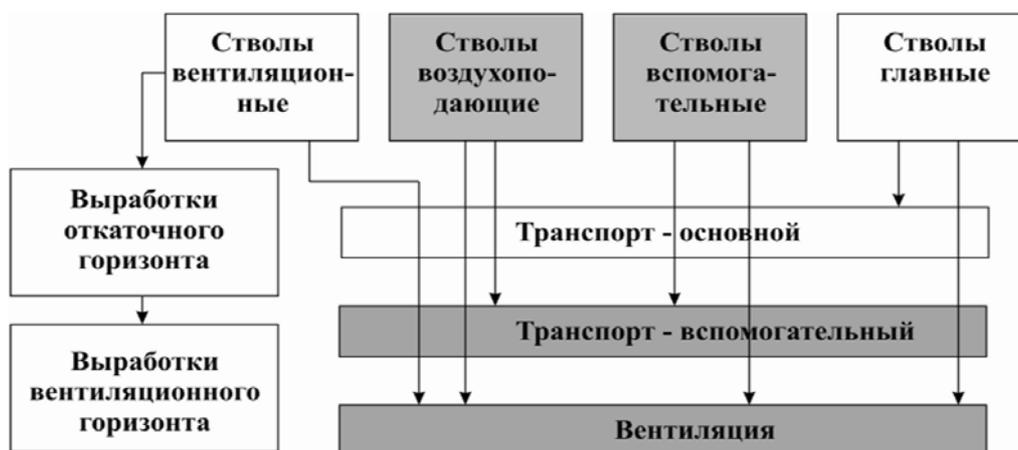


Рис.3. Формирование элементов технологической схемы шахты (выделение цветом – стволы, сооружаемые бурением)

Безальтернативность предлагаемого направления в шахтном строительстве подтверждает многолетний учет в холдинге «Спецшахтобурение» преимуществ, получаемых шахтой при бурении вентиляционных и воздухоподающих стволов и скважин. Из таблицы 2 видно, что это дополнительные, в среднем, до 2500 м<sup>3</sup> воздуха, снижение депрессии более 60 мм, сокращение протяженности транспорта от 2 до 12 км, и, самое главное, прирост добычи до 30%. Плюс к этому – новые калориферы, вакуум-насосные, водоотливы, что позволяет говорить о многомиллионной экономической и социальной эффективности.

Таблица 2

Основные показатели эффективности использования отдельных стволов, пробуренных ОАО «ГХК «Спецшахтобурение» на шахтах Украины

№ п/п	Наименование объединения Количество пробуренных стволов Установленное оборудование	Суммарная протяженность, /средний диаметр, м	Показатели эффективности				Сокращение протяженности, м		Прирост добычи угля	Экономическая эффективность в ценах 1984 года, млн..руб.
			Снижение содерж. СН <sub>4</sub> , %	Увеличение количества воздуха м <sup>3</sup> /мин	Снижение депрессии, мм вод. ст.	снижение t воздуха в горных выработках, град.	горных выработок	трубопроводов, кабельных линий		
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1	"Донецкуголь"/8 3 калорифера, 3 вентилятора, 7 подъемов	3718/3,2	29,3	3025	71	2,1	6320	-	1895	1,960
2	"Селидовуголь"/10 8 вентиляторов, 1 калорифер, 1 котельная, 7 подъемов	4106/3,0	38,1	2593	97	2,6	1300	900	1925	0,306
3	"Красноармейскуголь"/3 3 вентилятора, 2 вакуум-насосных дегазационные станции, 3 подъема	860/3,4	12,9	930	59	1,5	700	-	710	0,230
4	"Добропольеуголь"/8 7 вентиляторов, 1 калорифер, 7 подъемов	3183/3,2	25,6	3387	64	1,8	-	-	3300	0,990
5	"Павлоградуголь"/5 4 вентилятора, 2 калорифера, 4 подъема	1503/2,6	18,4	2933	57	1,5	-	-	1780	0,560
6	"Октябрьуголь"/4 1 подъем	1092/2,8	14,2	1129	61	1,3	-	-	70	0,520

Продолжение табл. 2

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
7	"Макеевуголь"/8 2 вентилятора, 1 вакуум-насосная стан- ция	4649/3,2	32,6	3212	69	2,3	3800	-	90	0,1430
8	"Шахтерскантрацит"/4 4 вентилятора	1836/2,8	9,7	1031	53	1,2	1500	-	85	1,353
9	"Торезантрацит"/4 5 вентиляторов, 1 подземная холодильная установка, 3 подъема	2337/2,3	27,8	2561	45	1,3	1250	570	270	2,050
10	"Донбассантрацит"/7 6 вентиляторов, 3 подъема	2895/2,3	28,3	2652	48	1,8	3200	-	320	0,950
11	"Ровенькиантрацит"/3 1 подъем	2420/2,3	11,7	2630	21	0,8	3250	-	230	0,956
12	"Свердловскантрацит"/5 1 вентилятор, 2 подъема	1429/3,5	14,3	3058	34	1,2	8000	12000	170	2,784
13	"Краснодонуголь"/9 5 вентиляторов, 4 подъема	5882/2,3	26,2	2768	63	1,7	6000	5000	537	2,371
14	"Луганскуголь"/12 7 вентиляторов, 1 подъем	4751/2,6	34,9	2360	112	2,8	-	-	1723	0,375
	<b>ИТОГО:</b> 7 калориферов, 55 вентиляторов, 1 котельная, 3 вакуум-насосных стан- ции	<b>40661/2,82</b>	<b>23,1</b>	<b>34269 средн. 2448</b>	<b>61</b>	<b>1,8</b>	<b>35320</b>	<b>18470</b>	<b>13105</b>	<b>16,835</b>

Отдельным вопросом выбора способа проходки и его технико-экономическое обоснование, является строительство стволов в условиях слабых, неустойчивых и обводненных пород.

Необходимо отметить, что скорость проходки отдельных стволов способом БВР на начальных этапах строительства, низкая, при этом темпы прохождения начальных метров составляют от 4 до 12 м/мес., а коммерческая скорость может снизиться до 3 м/мес. Это, в первую очередь, связано с длительностью оснащения стволов и поверхности для проходки (11-41 мес.), а во вторую – с затруднениями при сооружении устья и техотходов в неустойчивых, часто обводненных (водобильностью до 50 м<sup>3</sup>/ч), малой крепости, нередко обладающих пльвунными свойствами, породах, залегающих в отдельных случаях до глубины 100-250 м.

Для прохождения стволов в этой зоне традиционно применяют специальные способы, основные из которых заморозка, тампонаж и использование опускной крепи. Однако проходка по этим технологиям дорогая, требует специального оборудования и не гарантирует отсутствия остаточных притоков в ствол при его эксплуатации.

В то же время, указанные геологические затруднения легко преодолеваются при бурении стволов: неустойчивость пород компенсируется параметрами

специально подобранной промывочной жидкости, которая кроме своих основных функций исполняет роль временной крепи. Повышенные водопритоки при бурении не влияют на технологию и сроки сооружения выработки. Конструкция стальной крепи с последующей цементацией затрубного пространства гарантирует водонепроницаемость оболочки ствола на десятки лет.

Несмотря на все перечисленные положительные стороны способа бурения, имеются и проблемы, из-за которых резко снижаются темпы бурения и, в конечном счете, увеличиваются сроки и стоимость сооружения выработок. Это, главным образом, связано с обрушением стенок выработки и ее искривлением в процессе бурения.

При пересечении разреза сложенного неустойчивыми породами, в зонах тектонических нарушений и влияния горных выработок, нередко происходят обрушения стенок выработки с образованием каверн, что приводит к повторному перебурированию обрушенной породы, сверхнормативному расходу цементного раствора при тампонаже, создает аварийные ситуации, удорожает строительство.

Данные таблицы 3 подтверждают превышение проектной толщины закрепного пространства в среднем на 15-20% в условиях слабых, разнопрочных пород.

Таблица 3

Данные о фактических объемах тампонажа затрубного пространства по некоторым объектам ОАО «ГХК «Спецшахтобурение»

№п/п	Наименование объекта	Глубина/Диаметр скважины (ствола) в свету, м	Удельный объем пород в геолог. разрезе с категорией по буримости < 5	Объем тампонажа, м3		Толщина крепи, мм	
				проект.	факт.	проект.	факт.
1	2	3	4	5	6	7	8
1	Вент.скважина ш. "Россия" П.О. "Селидовуголь"	336/2,6	32	918	1266	300	340-500
2	Вент.скважина ш."Горняк" П.О. "Селидовуголь"	464/2,6	34	1106	1504	265	310-450
3	Вент.скважина ш. "Новгородовская №1" П.О. "Селидовуголь"	450/2,6	33	1229	1734	300	350-530
4	Воздухопод. скважина ш."Горняк" П.О. "Селидовуголь"	470/2,6	34	1284	1821	300	370-540
5	Воздухопод. скважина ш. "Украина" П.О. "Селидовуголь"	543/2,6	32	1483	2345	300	380-550
6	Вент.скважина ш."Белозерская" П.О. "Добропольеуголь"	525/2,6	30	1434	2103	300	350-520
7	Воздухопод. скважина ш."Белозерская" П.О. "Добропольеуголь"	525/2,6	30	1434	1997	300	330-520
8	Вент.скважина ш. "Новодонецкая" П.О. "Добропольеуголь"	323/2,6	32	568	840	200	250-430



Анализ таблицы 4 показывает, что в большинстве случаев отклонение скважин от вертикали превышают нормативные. При этом, если такие искривления незначительно отражаются на эксплуатационных характеристиках скважин необорудованных подъемом, то в случае, когда скважина должна оборудоваться подъемом (а это уже ствол) искривление более  $i=50+0,15H$  (на 1000м более 200мм) является не допустимым.

Таблица 4

Сведения об отклонении некоторых стволов и скважин, пройденных способом бурения на объектах ОАО «ГХК «Спецшахтобурение»

№ п/п	Наименование объекта	Глубина/Диаметр, м	Величина отклонения допустимая от проектной оси, мм	Величина фактическая от проектной оси, мм
1	В/п скважина ш. «Белозерская» ГП «Добропольеуголь»	525/3,2	до 128,75	300
2	В/п скважина ш. «Горняк» ГП «Селидовуголь»	464/3,2	до 119,60	230
3	В/п скважина ш. «Горняк» ГП «Селидовуголь»	470/3,2	до 120,50	500
4	Вент. скважина ш. «Новгородовская№1» ГП «Селидовуголь»	450/3,2	до 117,50	350
5	Вент скважина ш. им.60 лет Советской Украины ГП «Донецкуголь»	748/4,0	до 162,20	670
6	Вент скважина ш. им.60 лет Советской Украины ГП «Донецкуголь»	370/2,6	до 105,50	170
7	В/п скважина ш. «Нижнекрынская» ГП «Макеевуголь»	560/2,6	до 134,00	400
8	В/п скважина ш. «Ясиновка-Глубокая» ГП «Макеевуголь»	555/2,6	до 133,25	200
9	Вент. скважина ш. им. Космонавтов ГП «Ровенькиантрацит»	742/2,6	до 161,30	380
10	В/п ш. им. Свердлова ГП «Свердловантрацит»	680/2,6	до 152,00	950
11	Вент. скважина ш. им. Войкова ГП «Свердловантрацит»	745/2,6	до 161,75	350
12	Вент. скважина ш. им. Войкова ГП «Свердловантрацит»	405/4,0	до 110,75	250
13	В/п скважина ш. «Украина» ГП «Селидовуголь»	543/2,6	до 131,45	450
14	Вент. скважина ш. «Харьковская» ГП «Свердловантрацит»	336/4,0	до 100,40	350
15	В/п скважина ш. «13-бис» ГП «Макеевуголь»	455/4,0	до 118,25	250
16	В/п ш. «Красноармейская» ГП «Добропольеуголь»	390/4,0	до 108,50	170
17	В/п ш. «Пионер» ГП «Добропольеуголь»	410/4,0	до 111,50	190

В настоящее время, причины, вызывающие искривление ствола при бурении, до конца не изучены, однако основные факторы, которые можно разделить на горно-геологические и технологические, приведены на блок-схеме (рис. 5).

Перечисленным проблемам искривления скважин и обрушения их стенок были посвящен ряд научно-технических работ в отечественной и зарубежной практике (Шацов Н.И., Эпштейн Е.Ф., Калинин А.Г., Булатов А.И., К. Зени, В. Зени., К. Пиготт, К. Маасс, Хайн Норман Дж. и др.), однако указанные проблемы в бурении остаются до конца не решены.



Рис. 5. Основные причины и факторы, вызывающие искривление стволов при бурении

#### Выводы:

1. В мире наблюдается тенденция увеличения добычи полезных ископаемых на больших глубинах, что потребует сооружения большого количества вертикальных стволов.

2. Бурение вертикальных стволов шахт является наиболее совершенной технологией, ее широкое распространение сдерживается отсутствием средств бурения по крепким породам соответствующей структуры (крутое падение пластов).

3. Важное значение в настоящее время имеют исследования в области классификации горно-технических условий применения соответствующих технологий проходки (бурение, БВР), совершенствования технических средств и технологических приемов, обеспечивающих экономичное, безопасное и эффективное сооружение вертикальных стволов.

#### Список литературы

1. Модернизация и перспективы технологии механизированной проходки шахтных стволов / П. Шмэ, Б. Кюнстле, Н. Хандке [ и др.] // Глюкауф. – 2007. - № 4. – С. 28-31.
2. Тулуб С.Б. Новые технологии строительства стволов большого диаметра / С.Б. Тулуб, В. В. Левит, В. И. Пилипец // Уголь Украины. - 2008. - № 1. – С. 3-8.

3. Гузеев А. Г. Технология строительства горных предприятий : учеб. [для студ. высш. уч. зав.] / Гузеев А. Г., Гудзь А. Г., Пономаренко А. К. Киев – Донецк : Вища школа, 1986. – 390 с.
4. Жиленко Н. П. Справочное пособие по реактивно-турбинному бурению / Н.П. Жиленко, А. А. Краснощек. - М. : Недра, 1987. – 309 с.
5. Хайн Норман Дж. Геология, разведка, бурение и добыча нефти / Хайн Норман Дж. - М. : Олимп-бизнес, 2010. – 752 с.
6. Стоев И. С. Технология и организация строительства вертикальных стволов шахт / И. С. Стоев, П. С. Стоев. – Донецк: ЦБНТИ, 1994. – 212 с.
7. Федюкин В. А. Проходка шахтных стволов и скважин бурением / Федюкин В. А. – Москва : Углетехиздат, 1959. – 454 с.
8. Левит В. В. О перспективах сооружения стволов и скважин большого диаметра / В.В. Левит, В.А. Турчин, А.А. Горелкин // Уголь Украины. – 2007.- № 8. – С. 14–16.
9. Буримов Ю. Г. Бурение верхних интервалов глубоких скважин большого диаметра / Буримов Ю. Г., Копылов А. С., Орлов А. В. - М. : Недра, 1975. – 232 с.
10. Бурение нефтяных и газовых скважин : учеб. [для студ. высш. и ср. уч. зав.] / [Шацов Н. И., Федоров В. С., Кулиев С. М. и др.] ; под ред. Н.И. Шацова. - М. : Гостоптехиздат, 1961. – 666 с.
11. Качан В. Г. Бурение шахтных стволов и скважин / В. Г. Качан, Купчинский И. А. – М. : Недра, 1984. – 278 с.
12. Пилипець В. І. Буріння стволів шахт та технічних свердловин : підруч. [для студ. вищ. уч. закл.] / Пилипець В. І., Тулуб С.Б., Левіт В.В. – Донецьк : Норд-Прес, 2009. – 559 с.
13. Гузеев А. Г. Основы проектирования технологии строительства и реконструкции шахт : учеб. [для студ. высш. уч. зав.] / Гузеев А. Г. – М. : Недра, 1972. – 232 с.
14. Калинин А. Г. Технология бурения разведочных скважин на нефть и газ / Калинин А. Г., Левицкий А. З., Никитин Б. А. - М. : Недра, 1998. – 437 с.
15. Ивачев Л. М. Промысловые жидкости и тампонажные смеси : учеб. [для студ. высш. уч. зав.] / Ивачев Л. М. - М. : Недра, 1987. – 242 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 25.03.10*

УДК [622.261 – 1123:622.281]:519.25

© Е.А. Сдвижкова, Д.В. Бабец, А.В. Мартовицкий

## **МЕТОДИКА ПРОГНОЗА ПРОЧНОСТНЫХ СВОЙСТВ УГЛЕВМЕЩАЮЩИХ ПОРОД В ПРЕДЕЛАХ ШАХТНОГО ПОЛЯ**

Разработан алгоритм прогноза прочностных свойств углевмещающих пород. Прочностные характеристики горных пород представлены как функция координат точки шахтного поля. Приведена последовательность построения математической модели прочности вмещающих пород в пределах шахтного поля.

Розроблено алгоритм прогнозу міцнісних властивостей вуглевміщуючих порід. Міцнісні характеристики гірських порід представлені як функція координат точки шахтного поля. Приведена послідовність побудови математичної моделі міцності вміщуючих порід в межах шахтного поля.

The algorithm of the rock properties forecast is developed. The rock characteristics are presented as function of mine field point coordinates. The stages of mathematical model construction for rock property within a mine field are resulted.

**Введение.** Физико-механические свойства являются одним из главных критериев, количественно отражающих состояние углевмещающих пород в зависимости от петрографического состава, текстурно-структурных особенностей, обводненности и стадии катогенеза. Именно поэтому эти свойства пород берутся за основу при проектировании, строительстве и эксплуатации угледобывающих предприятий.

В настоящее время существуют различные методики построения литолого-прочностных карт углевмещающих пород. Наиболее перспективным является метод представления характеристики свойств горных пород как функции координат точки шахтного поля. Такая функция может быть построена путем экстраполяции имеющихся данных о величине исследуемой характеристики в нескольких точках опробования.

**Цель данной работы** - разработка алгоритма прогноза прочностных свойств углевмещающих пород в пределах шахтного поля.

**Основная часть.** *Подготовка данных для построения математической модели распределения свойств горных пород в пределах шахтного поля.* Подготовка исходных данных сводится к их сбору, упорядочиванию и записи в таблицу в виде удобном для дальнейшего анализа. Для проведения анализа, создания математической модели распределения свойств горных пород и дальнейшего прогноза физико-механических и физико-технических характеристик породного массива в пределах шахтного поля необходимо упорядочить данные о породах основной кровли и почвы по слоям.

Важную роль при построении математической модели играет выбор системы координат, которая покрывает всю исследуемую область и связана с глобальными земными координатами объекта формулами перехода:

$$X = x - x_0, Y = y - y_0, \quad (1)$$

где  $X, Y$  - координаты объекта в новой (исследовательской) системе координат,  $x, y$  - географические координаты объекта,  $x_0, y_0$  - географические координаты начала отсчета новой системы координат.

Ниже приведены примеры таблиц данных (табл. 1 и 2) для проведения дальнейшего анализа. Общей их особенностью является наличие координат скважины (в исследовательской системе координат) и данные о исследуемом параметре для каждой скважины по слоям.

Таблица 1

Номер скважины, №	Координаты скважины		Предел прочности на сжатие пород основной кровли, $R_c$		Предел прочности на растяжение пород основной кровли, $R_p$		Предел прочности на сжатие пород основной почвы, $R_c$		Предел прочности на растяжение пород основной почвы, $R_c$	
	$X$	$Y$	слой 1	слой 2	слой 1	слой 2	слой 1	слой 2	слой 1	слой 2

Таблица 2

Номер скважины, №	Координаты скважины		Коэффициент буримости пород основной кровли, $K_s$		Коэффициент буримости пород основной почвы, $K_s$		Расстояние между трещинами, $l_T$		Коэффициент структурного ослабления, $K_c$	
	X	Y	слой 1	слой 2	слой 1	слой 2	кровля	почва	кровля	почва

Если для исследуемого участка основная кровля или почва состоит из 3-х слоев, то таблицу необходимо расширить.

*Теоретические основы интерпретации статистических данных о распределении физико-механических свойств пород в пределах шахтного поля.* Пусть имеется  $n$  точек опробования, то есть информация о прочностных свойствах пород по  $n$  разведочным скважинам. Каждой точке опробования с координатами  $x, y$  на плоскости  $XOY$  ставится в соответствие значение прочности  $R$ . Система координат выбирается наиболее удобная с точки зрения построения функциональной зависимости. В частности, для первого этапа исследований может быть выбрана прямоугольная система координат с таким началом отсчета, чтобы значения координат всех точек опробования имели положительные значения. В дальнейшем эти координаты могут быть преобразованы в любую иную систему по формулам (1) в зависимости от задач исследований.

Тогда на первом шага анализа имеем предел прочности  $R$  как функцию точки плоскости  $R = R(M)$ , или иначе – как функцию координат  $R = R(x, y)$  в табличном виде (табл. 3).

Графиком функции двух переменных является некоторая поверхность, которая может быть построена по имеющимся точкам (рис. 1).

Таблица 3

$x \backslash y$	$x_1$	$x_2$	.....	$x_n$
$y_1$	$R_{11}$	$R_{12}$	.....	$R_{1n}$
$y_2$	$R_{21}$	$R_{22}$	.....	$R_{2n}$
.	.			
.	.			
.	.			
$y_n$	$R_{n1}$	$R_{n2}$	.....	$R_{nn}$

С использованием двумерного регрессионного анализа полученная поверхность может быть аппроксимирована выражением  $R(x, y) = 0$ , то есть с тем или иным коэффициентом корреляции  $r$  может быть получено аналитическое выражение для функции  $R = R(x, y)$ . Если коэффициент корреляции достаточно высок ( $R^2 = 0,7-0,8$ ) аппроксимацию можно считать удовлетворительной, а изучаемую переменную  $R$  – предел прочности на сжатие - непрерывной функцией координат. Тогда свойства и характер изменения этой функции могут быть исследованы средствами математического анализа.

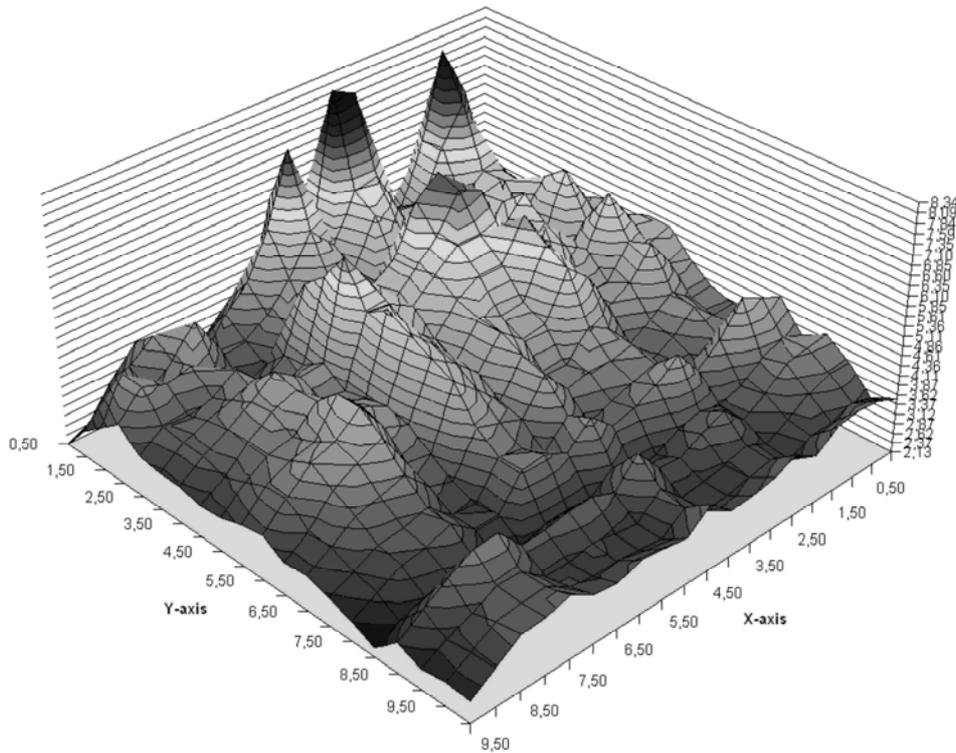


Рис.1. Гипотетический график функции распределения прочности

Функция  $R=R(x, y)$ , характеризующая прочностные свойства пород образует скалярное поле, заданное на части плоскости, ограниченной границами шахтного поля.

Множество точек, в которых скаляр  $R$  принимает постоянное значение, представляет собой семейство линий уровня поля

$$R(x, y) = C$$

Картина линий уровня позволяет судить о структуре поля, о направлениях, в которых поле изменяется быстрее либо медленнее. Таким образом, имея скалярное поле, которое характеризует распределение прочности в пределах шахтного поля, можем представить его в виде совокупности линий уровня, которые применительно к механике горных пород называются изолиниями напряжений (рис. 2).

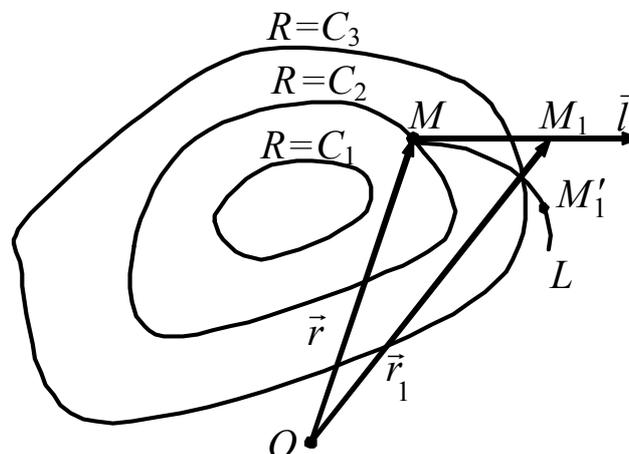


Рис. 2. Изолинии значений прочности как линии уровня скалярного поля

Аналитическое представление распределения прочности позволяет определить скорость изменения изучаемой величины в различных направлениях, то есть производные по направлению

$$\frac{\partial R}{\partial l} = \frac{\partial R}{\partial x} \cos \alpha + \frac{\partial R}{\partial y} \cos \beta,$$

градиенты, те направления, в которых скорость изменения поля является наибольшей:

$$\text{grad } u = \frac{\partial R}{\partial x} \vec{i} + \frac{\partial R}{\partial y} \vec{j},$$

а также максимальные значения скорости изменения поля

$$\frac{\partial R}{\partial l}_{\max} = |\text{grad } R| = \sqrt{\left(\frac{\partial R}{\partial x}\right)^2 + \left(\frac{\partial R}{\partial y}\right)^2},$$

где  $\frac{\partial R}{\partial x}$ ,  $\frac{\partial R}{\partial y}$  – частные производные функции  $R=R(x, y)$ .

Таким образом, в каждой точке изолиний значений прочности можно определить направление наибыстрейшего изменения поля, то есть наибыстрейшего изменения прочности. Именно в этих направлениях исследование прочности представляет наибольший интерес. Поэтому следующим этапом исследований является выделение сечения поверхности  $R(x, y)=0$  плоскостью  $y = kx$  ( $k = \text{tg } \theta$ ), где  $k$  – угловой коэффициент прямой, совпадающей с направлением наибольшего по модулю градиента функции  $R=R(x, y)$ . Таких сечений может быть несколько, если рассмотреть последовательность модулей градиентов в различных точках. В каждом из этих сечений двумерная функция распределения прочности  $R=R(x, y)$  вырождается в функцию одной переменной, графиком которой есть линия  $R=R(X)$ . Здесь  $X$  – ось абсцисс в новой системе координат  $XOY$ , повернутой по отношению к начальной системе  $XOY$  на угол  $\theta$ . Данная линия может быть получена и из уравнения  $R=R(x, y)$  при фиксированных значениях одной из координат, и как уравнение регрессии по данным тех точек опробования, которые расположены вдоль выбранного направления. Уравнение линии регрессии в выбранном сечении может быть получено с более высоким коэффициентом корреляции с помощью известного метода наименьших квадратов.

*Аппроксимация функции методом наименьших квадратов.* Предположим, что между величинами  $x$  и  $y$  существует функциональная зависимость, но ее аналитический вид неизвестен, тогда возникает практически важная задача – найти эмпирическую формулу

$$y = f(x; a_1, a_2, \dots, a_m), \quad (2)$$

где  $a_1, a_2, \dots, a_m$  – параметры, значения которых при  $x = x_i$  мало отличаются от опытных значений  $y_i$  ( $i = 1, 2, \dots, n$ ).

Обычно указывают класс функций (например, множество линейных, степенных, показательных и т.п.) из которого выбирается функция  $f(x)$  и далее определяются наилучшие значения параметров.

Если в эмпирическую формулу (2) подставить исходные  $x_i$ , то получим теоретические значения  $y_i^T = f(x_i; a_1, a_2, \dots, a_m)$ , где  $i = 1, 2, \dots, n$ . Разности  $y_i^T - y_i$  называются отклонениями и представляют собой расстояния по вертикали от точек  $M_i$  до графика эмпирической функции.

Согласно методу наименьших квадратов наилучшими коэффициентами  $a_1, a_2, \dots, a_m$  считаются те, для которых сумма квадратов отклонений найденной эмпирической функции от заданных значений функции

$$S(a_1, a_2, \dots, a_m) = \sum_{i=1}^n [f(x_i; a_1, a_2, \dots, a_m) - y_i]^2 \quad (3)$$

будет минимальной.

Построение эмпирической формулы состоит из двух этапов: выяснение общего вида этой формулы и определение ее наилучших параметров.

Если неизвестен характер зависимости между данными величинами  $x$  и  $y$ , то вид эмпирической зависимости является произвольным. Предпочтение отдается простым формулам, обладающим хорошей точностью. Удачный выбор эмпирической формулы в значительной мере зависит от знаний исследователя в предметной области, используя которые он может указать класс функций из теоретических соображений. Большое значение имеет изображение полученных данных в декартовых или в специальных системах координат (полулогарифмической, логарифмической и т.д.). По положению точек можно примерно определить общий вид зависимости путем установления сходства между построенным графиком и образцами известных кривых.

Для того, чтобы найти набор коэффициентов  $a_1, a_2, \dots, a_m$ , которые доставляют минимум функции  $S$ , определяемой формулой (3), используем необходимое условие экстремума функции нескольких переменных - равенство нулю частных производных. В результате получим нормальную систему для определения коэффициентов  $a_i$  ( $i = 1, 2, \dots, m$ ):

$$\frac{\partial S}{\partial a_1} = 0; \frac{\partial S}{\partial a_2} = 0; \dots; \frac{\partial S}{\partial a_m} = 0. \quad (4)$$

Эта система упрощается, если эмпирическая формула (2) линейна относительно параметров  $a_i$ , тогда система (4) - будет линейной.

Конкретный вид системы (4) зависит от того, из какого класса эмпирических формул мы ищем зависимость (2).

Для проверки согласия построенной кривой с результатами эксперимента определяется коэффициент корреляции.

Коэффициент корреляции является мерой связи между зависимыми случайными величинами: он показывает, насколько хорошо в среднем может быть представлена одна из величин в виде функции от другой. Коэффициент корреляции вычисляется по формуле:

$$R = \frac{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})(y_i - \bar{y})}{\sqrt{\sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2} \sqrt{\sum_{i=1}^n (y_i - \bar{y})^2}}, \quad (5)$$

где  $\bar{x} = \frac{\sum_{i=1}^n x_i}{n}$ ,  $\bar{y} = \frac{\sum_{i=1}^n y_i}{n}$ ,  $\bar{x}$  и  $\bar{y}$  — среднее арифметическое значение соответственно по  $x$  и  $y$ . Коэффициент корреляции между случайными величинами по абсолютной величине не превосходит 1. Чем ближе  $R^2$  к 1, тем теснее линейная связь между  $x$  и  $y$ .

Рассмотрим пример. Исходные данные сведены в таблицу 4.

Таблица 4

$x/y$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
1	20								21	21
2	15	21		26		32		27		
3		24	35						21	
4				32			18	25		34
5		31	31		19					
6	24				23	32		36		32
7				27			26			
8			16	35				28	34	
9		32			27		25		29	
10	25					41				31

Существуют различные методы интерполяции пространственных данных. Необходимость их использования связана с тем, что конкретные экспериментальные данные, как правило, из-за небольшого их объема и варьирования не позволяют провести линии равных концентраций, соединяя между собой экспериментальные точки.

Проведем интерполяцию с использованием метода Кригинга. Это метод интерполяции, который основан на использовании методов математической статистики. В его реализации применяется идея регионализованной переменной, т.е. переменной, которая изменяется от места к месту с некоторой видимой непрерывностью, поэтому не может моделироваться только одним математическим уравнением. Поверхность рассматривается в виде трех независимых величин. Первая - тренд, характеризует изменение поверхности в определенном направлении. Далее предполагается, что имеются небольшие отклонения от общей тенденции, вроде маленьких пиков и впадин, которые являются случайными, но все же связанными друг с другом пространственно. Метод Кригинга включает две основные задачи: установить структуру пространственных дан-

ных, известную как вариография, а затем построить поверхность, используя значения вариограмм и известных измерений в отдельных точках.

Результат интерполяции графически представлен на рис. 3.

Зафиксируем сечение  $y = 5$ . Составим таблицу данных для этого сечения, дополнив известные данные измерений в некоторых точках результатами интерполяции.

$x/y$	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
5	25,6	31	31	26,6	19	23,9	25,9	29,7	32	33,1

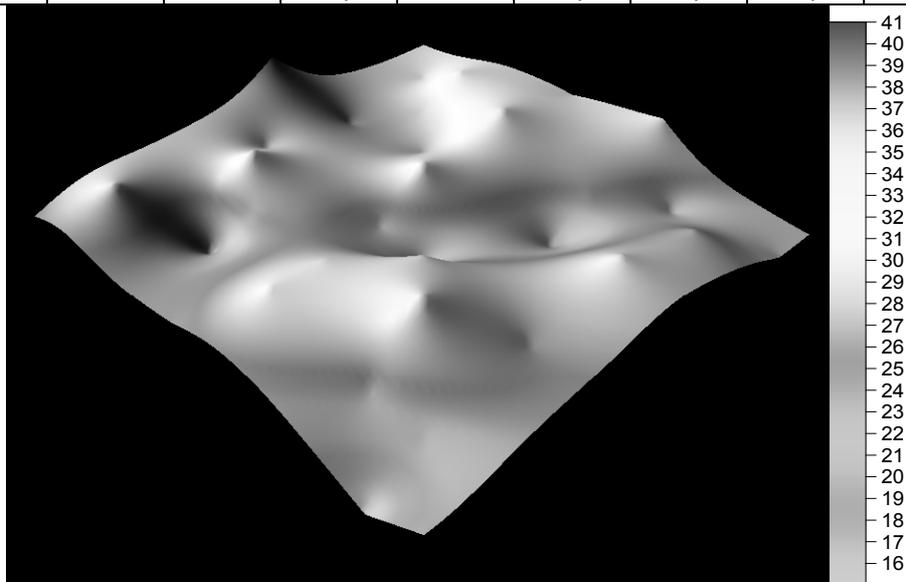


Рис.3. Прочность как функция координат шахтного поля

Используя метод наименьших квадратов, аппроксимируем данную зависимость (рис.4):

$$y = -0,0629x^4 + 1,4434x^3 - 10,78x^2 + 28,986x + 6,05.$$

Коэффициент корреляции составит:  $R^2 = 0,874$ .

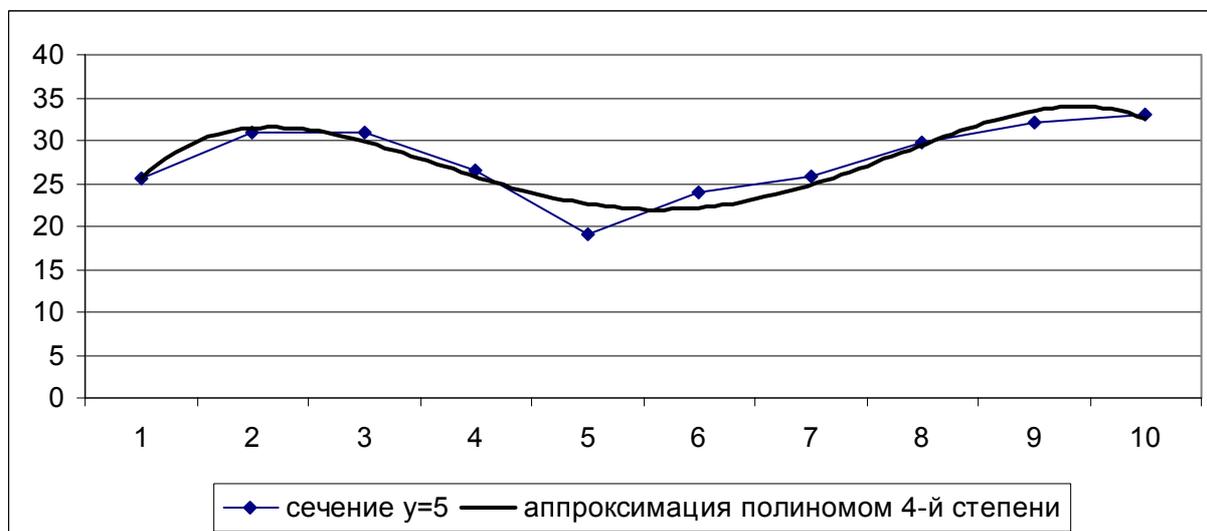


Рис.4. Аппроксимация данных сечения  $y = 5$

*Последовательность построения модели и прогноза прочности вмещающих пород в пределах шахтного поля:*

1. По каждой скважине заполняется таблица 1.
2. Для каждой литологической разности строится график распределения прочности как поверхность  $R(x,y)$  (рис.3).
3. Определяются изолинии значений предела прочности.
4. Определяются градиенты полученного поля в характерных точках и их модули (максимальная скорость изменения поля и направление, в котором это изменение имеет место).
5. В направлении наибольшего изменения прочности осуществляется сечение поля  $R = R(x,y)$  соответствующей плоскостью.
6. В плоском сечении осуществляется наиболее точная аппроксимация эмпирических данных.
7. На основе полученного аппроксимирующего выражения для изменения прочности в заданном направлении выполняется прогноз прочностных свойств на участках, не охваченных сетью разведочных скважин.

**Выводы.** Разработан алгоритм прогноза прочностных свойств углевмещающих пород в пределах шахтного поля на основе представления прочностной характеристики горных пород как функции координат точки шахтного поля. Такая функция представляет собой результат экстраполяции имеющихся данных о величине исследуемой характеристики в нескольких точках опробования.

#### Список литературы

1. Браверман Э.М., Мучник И.Б. Структурные методы обработки эмпирических данных. – М.: Наука, 1983.
2. Боровиков В.П., Боровиков И.П. STATISTICA – Статистический анализ и обработка данных в среде Windows. – М.: Информационно-издательский дом "Филинь", 1998.
3. Гмурман В.Е. Теория вероятностей и математическая статистика. – М.: Высшая школа, 1999.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 25.03.10*

УДК 622.257.1

© П.Н. Должиков, А.А. Шубин, Д.В.Корсаков

## **МОДЕЛИРОВАНИЕ ПРОВАЛА НАД ГОРНОЙ ВЫРАБОТКОЙ**

Показаны основные этапы формирования провала гидроактивизированной зоны массива  
Показані основні етапи формування провалу гідроактивізованої зони масиву  
The basic stages of forming of failure of the water-saturated rock are rotined

Основная цель моделирования провала гидроактивизированной зоны в породном массиве – изучить экспериментально процесс деформации песчано-глинистого грунта и установить закономерность влияния гидроактивизации на

образование провала. Для этого необходимо провести серию лабораторных экспериментов в соответствии с принципами теории подобия горных процессов.

Основным в рассматриваемом процессе есть движение обводненного грунта, поэтому необходимо соблюдение геометрического и кинематического подобия [1]. Для получения критерия подобия запишем функцию для скорости деформирования грунта от основных параметров: влажность грунта  $W$ , время развития процесса  $t$ , диаметр течения  $d$ :

$$v = f(W, t, d), \quad (1)$$

или

$$\varphi = f(v, W, t, d). \quad (2)$$

В соответствии с  $\pi$  – теоремой: имеем четыре переменные величины, две из которых независимые, а также учтем, что влажность величина безразмерная. Следовательно, имеем уравнение:

$$t^x v^y d^{-1} W^{-1} = L^0 T^0, \quad (3)$$

или в размерностях:

$$T^x \left(\frac{L}{T}\right)^y L^{-1} W^0 = L^0 T^0. \quad (4)$$

Откуда составляем систему уравнений и получаем:  $x=1$ ;  $y=1$ . Таким образом, критерий подобия имеет вид:

$$\pi = \frac{tv}{dW}. \quad (5)$$

Это и есть критическое число разрушения грунтовой системы.

Поэтому для моделирования провала активизированной зоны необходимо сохранение критерия разрушения:

$$Kp_M = Kp_H, \quad (6)$$

или

$$\frac{t_M v_M}{d_M W_M} = \frac{t_H v_H}{d_H W_H}. \quad (7)$$

Моделирование процесса провала гидроактивизированной зоны будем проводить на натуральных грунтах (четвертичные глины, суглинки), это означает, что принимаем  $W_M = W_H$ . Исходя из того, что в реальных условиях диаметр провала в нижней части воронки составляет преимущественно 2–3 м при различной глубине, выбираем коэффициент геометрического подобия  $d_H/d_M = 50$ . Поэтому для кинематики процесса необходимо соблюдение условия:

$$\frac{t_H \cdot v_H}{t_M \cdot v_M} = 50. \quad (8)$$

Таким образом, физическая модель провала гидроактивизированной зоны

в породном массиве состоит из воронки, диаметр которой в нижней части составляет 4–5 см. Боковые образующие воронки обернуты грубой (1 мм) наждачной бумагой. В воронку загружается грунт различной плотности и влажности в интервале от границы раскатывания до границы текучести. При открывании нижнего отверстия изучается процесс деформирования грунта за счет срезающих и сжимающих напряжений. Причем первые развиваются более интенсивно по краям воронки, образуя плоскости скольжения. Основными контрольными параметрами, является скорость деформирования и время образования провала при фиксированной влажности грунта.

Схема экспериментальных исследований показана на рис. 1.

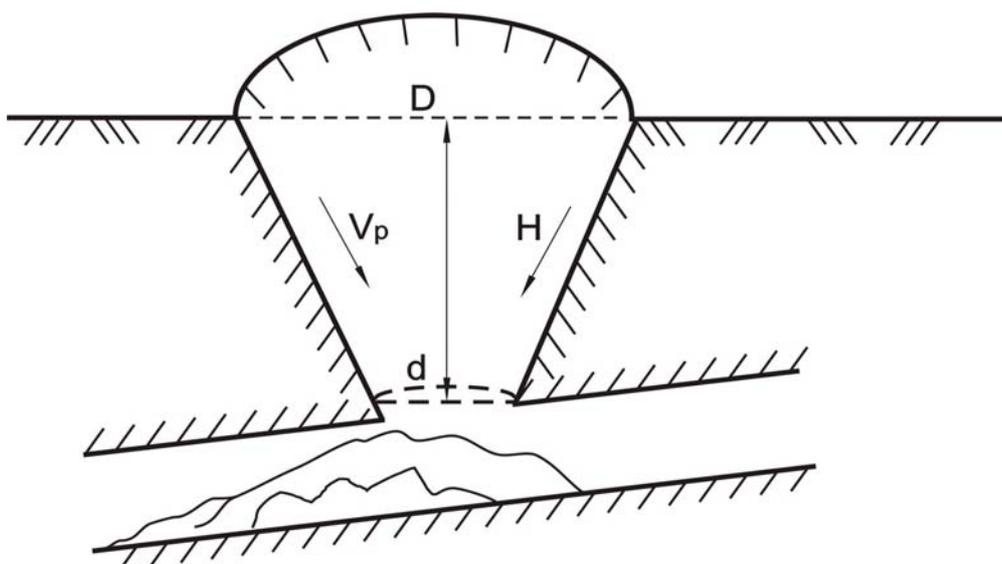


Рис. 1. Схема провала грунта над горной выработкой

В эксперименте использовались глины и суглинки Ростовской области, их инженерно-геологические свойства приведены в табл. 1.

Таблица 1

Инженерно-геологические свойства грунта

Вид грунта	Плотность, $10^3 \text{ кг/м}^3$	Пористость, %	Влажность, %	Число пластичности	Сцепление, МПа	Угол внутреннего трения, град	Коэффициент фильтрации, м/с
Глина	2,71	41	28	32	0,04	21	$5,8 \cdot 10^{-8}$
Суглинок	2,70	38	24	16	0,03	25	$3 \cdot 10^{-7}$

Исследования проводились при различных диаметрах, нижней части воронки (4 см; 4,5 см; 5 см) для каждого вида грунта. При этом влажность грунта в каждом опыте увеличивалась до влажности на границе текучести. Результаты экспериментальных исследований провалов грунта приведены в табл. 2

Таблица 2

## Результаты экспериментальных исследований провалов

№ грунта*	Диаметр течения, см	Площадь течения, см <sup>2</sup>	Глубина провала, см	Напряжение сдвига, МПа	Влажность, д.ед.	Скорость провала, 10 <sup>-3</sup> ·м/мин	Время провала, мин
1	4,0	50,2	25	0,041	0,28	0,62	139
2	4,5	63,6	25	0,032	0,32	0,87	65
3	5,0	78,5	25	0,028	0,4	1,8	12
4	4,0	50,2	25	0,039	0,2	1,44	178
5	4,5	63,6	25	0,033	0,25	1,75	47
6	5,0	78,5	25	0,027	0,29	2,41	16
7	4,5	63,6	25	0,030	0,32	3,0	10

\*Номера грунта с 1 по 3 соответствуют глине, с 4 по 7-ой – суглинку.

По полученным результатам построены графики зависимости скорости образования провала от влажности, а также зависимость скоростей формирования провала от времени (рис. 2 – 4).

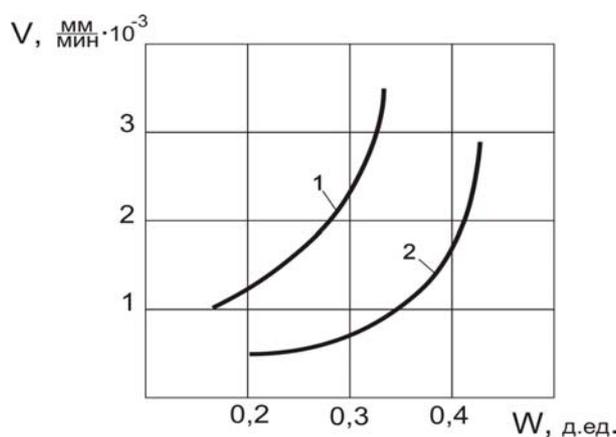


Рис. 2. Зависимость скорости деформации гидроактивизированного грунта от влажности: 1 – суглинок; 2 – глина

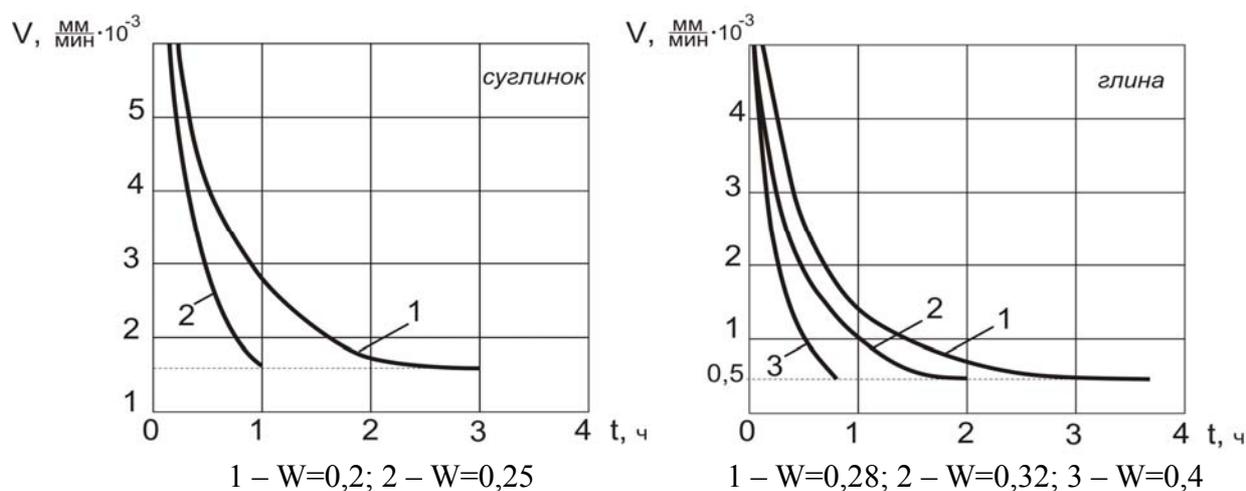
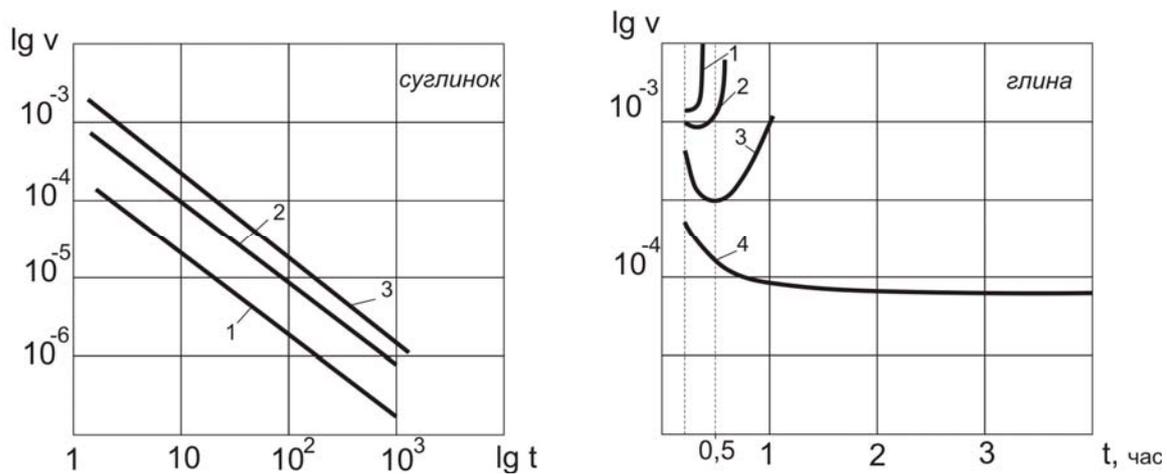


Рис. 3. Зависимость скорости деформации гидроактивизированного грунта от времени образования провала



1 – W=0,29; 2 – W=0,25; 3 – W=0,2

1 – W=0,4; 2 – W=0,32; 3 – W=0,28; 4 – W=0,21

Рис. 4. Изменение логарифмической скорости деформации гидроактивизированного грунта во времени процесса

Для практических целей важно использование полученных логарифмических зависимостей для прогнозирования развития процесса провала. Для этого используется аналитическая зависимость [2]

$$v_t = v_0 \left( \frac{t}{t_0} \right)^{-m}, \quad (9)$$

с достаточной для практических целей точностью отображающая изменение скорости провала во времени (1–3 часа).

Для этого было определено значение показателя степени  $m$ . Обработывались результаты с испытаниями образцов глины и суглинка, приведены они в табл. 3.

Таблица 3

Значение показателя степени  $m$

№	Грунт	Напряжение среза, МПа	Влажность, д. ед	Показатель $m$
1	Глина	0,040	0,28	1,08
2	Глина	0,030	0,32	1,10
3	Глина	0,027	0,4	1,15
4	Суглинок	0,032	0,2	0,98
5	Суглинок	0,031	0,25	1,00
6	Суглинок	0,026	0,29	1,03

Проведенные экспериментальные исследования отобразили реальную картину совокупности процессов, происходящих при развитии провалов над горными выработками. Результаты исследований подвергались статистической обработке, повторялись до получения устойчивого результата. При этом отклонение фактических данных от средних значений, за исключением случайных величин, составляло 7–16 %.

### Список литературы

1. Алабужев П. М., Геронимус В. Б. Теории подобия и размерностей. М.: Высш. школа, 1968.-208с.
2. Шубин А.А. Ликвидация подземных пустот в условиях активизации техногенных процессов. Ростов н/Д: Изд-во журн. «Изв. вузов. Сев.-Кавк. Регион», 2005.- 116 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.  
Надійшла до редакції 26.03.10*

УДК 622.235

© Н.Р. Шевцов, С.А. Калякин

## **РАЗВИТИЕ КОНЦЕПЦИИ БЕЗОПАСНОСТИ ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В УГОЛЬНЫХ ШАХТАХ**

Приведены результаты исследований направленных на развитие концепции безопасности производства взрывчатых работ в угольных шахтах, опасных по газу и взрывам угольной пыли.

Наведено результати досліджень спрямованих на розвиток концепції безпеки виробництва вибухових робіт у вугільних шахтах, небезпечних по газу і вибухів вугільного пилу.

The results of studies aimed at developing the concept of safety in production blasting in coal mines, dangerous on gas and coal dust explosion.

Взрывные работы являются самым эффективным способом разрушения горных пород в угольных шахтах. Добыча угля в условиях шахт Донбасса сопряжена с опасностью ведения горных работ, которая обусловлена большой глубиной разработки пластов, газоносностью горного массива и наличием выбросов угля, породы и газа в выработки. Это указывает на потенциальную, а в ряде случаев, реальную опасность взрывов метановоздушной смеси (МВС) или пылевоздушной смеси (ПВС) в угольных шахтах при взрывных работах. Поэтому повышение безопасности взрывных работ в угольных шахтах имеет важное научное и практическое значение.

Анализ последних исследований и публикаций показал, что безопасность взрывных работ базируется на соблюдении требований пылегазового режима при проведении взрывных работ, применении предохранительных взрывчатых веществ (ПВВ) и средств взрывания, внутренней забойки шпуров, электрического способа короткозамедленного взрывания с параметрами, исключающими возникновение опасных ситуаций в забое выработки, безопасных приборов электровзрывания, средств взрывозащиты в горных выработках. Положения этих требований формируют современную концепцию безопасности взрывных работ в шахтах опасных по газу и взрывам угольной пыли, и сводятся к обязательному выполнению взрывопредупреждения при взрыве зарядов ПВВ и взрывозащите в случае возникновения воспламенения взрывоопасной среды [1, 2]. Многолетний опыт ведения взрывных работ в опасных условиях угольных шахт показал, что данная концепция не всегда обеспечивает требуемую безопасность работ. Поэтому при взрывных работах имеют место случаи вспышек и

взрывов метана в горных выработках, что негативно сказывается на эффективности применения данного способа разрушения горных пород в шахтах, опасных по газу и пыли.

**Целью** статьи является критический анализ существующей концепции безопасности производства взрывных работ и обоснование ее развития на основе безопасности применения шпуровых зарядов ПВВ, обеспечивающих предотвращение взрывов горючих газов и создание предохранительной среды в забое при взрывных работах.

При взрывном разрушении угольного массива каждый цикл работ потенциально связан с вероятностью образования в трещинах горного массива и забое выработки взрывоопасных концентраций МВС. Необходимо также отметить, что взрывоопасная МВС может быть в забое и до момента проведения взрывных работ в результате нарушения его вентиляции и образования в куполах выработки слоевых скоплений метана, обусловленных наличием трещин в горных породах. Все это требует при взрывных работах выполнение ряда мероприятий по взрывопредупреждению и взрывозащите в горных выработках угольных шахт опасных по газу и взрывам угольной пыли. Эти требования сформулированы в «Единых правилах безопасности при взрывных работах» [1]. Согласно ЕПБ при ВР в угольных шахтах опасных по газу и пыли, разрешается применение предохранительных ВВ III-VII классов и электродетонаторов короткозамедленного действия.

Рассмотрение причин аварий, а также взрывов и вспышек взрывоопасной среды в горных выработках угольных шахт СССР и Украины за последние 20 лет позволило дать оценку опасности применения ПВВ при взрывных работах. Большинство вспышек и взрывов метановоздушных и метанопылевоздушных смесей, как показал анализ, произошло в подготовительных выработках, проводимых по углю или с подрывкой боковых пород. При этом призабойное пространство ряда выработок уже было загазировано еще до начала взрывных работ или МВС находилась в «куполах», трещинах массива и в виде слоевых скоплений метана. Основными источниками воспламенения взрывоопасной среды являлись детонирующие заряды (15 случаев – 54%) и выгорающие заряды (13 случаев – 46%). Было установлено, что взрывов пылевоздушной смеси без участия МВС при взрывных работах не было. Воспламенение МВС происходило, как правило, при взрывных работах по нарушенному массиву, при взрывании открытых (накладных) зарядов ВВ в выработанном пространстве и в забоях с двумя открытыми поверхностями. Воспламенение метана от выгорающих зарядов ПВВ чаще имело место при взрывании по углю в забоях выработок с одной поверхностью обнажения. Таким образом, показано, что перед производством взрывных работ невозможно сделать надежную оценку состояния горного массива по газовому фактору. Это приводит к ненадлежащему проектированию взрывных работ, то есть к неправильному выбору ПВВ, не объективной организации проведения и не эффективной технологии взрывания.

Подавляющее число аварий, связанных с воспламенением МВС, произошло при применении ПВВ: IV класса – 67,9% (9 воспламенений выгорающим зарядом и 10 детонирующим), V класса – 14,3% (4 воспламенения детонирующим

зарядом), VI класса – 17,8% (4 воспламенения выгорающим зарядом, 1 – открытым детонирующим зарядом при уничтожении ВВ в выработанном пространстве). Большое число воспламенений взрывоопасной среды от ПВВ происходит по двум причинам. Первая – ПВВ IV класса имеют не достаточно высокую устойчивость шпуровых зарядов против выгорания и низкий уровень предохранительных свойств по газу метану, т.е. неприемлемую антигризутность. Вторая – необоснованное расширение области применения ПВВ IV класса в разрез § 223 «ЕПБ при ВР» при переходе на режим сотрясательного взрывания, ошибочно считая, что он становится более безопасным в результате выполнения дополнительных мероприятий по охране труда шахтеров и создания взрывозащиты в горных выработках. Неблагоприятная обстановка сложилась также и при сотрясательном взрывании на пластах, опасных и угрожаемых по внезапным выбросам угля, породы, газа. Из указанных пластов происходит повышенное выделение метана и других еще более опасных по взрывчатости горючих газов водорода и ацетилена, однако действующими нормативными документами предусмотрено применение при сотрясательном взрывании ВВ II-IV классов [3]. Применение этих мало предохранительных ВВ с низкой антигризутностью их зарядов значительно повышает риск и вероятность воспламенения взрывоопасной среды и, следовательно, аварийность, которая имеет место при сотрясательном взрывании. В случае возможного воспламенения МВС предусмотрено создание в забое предохранительной среды для предотвращения взрыва метана. Однако предохранительная среда создается до взрывания зарядов ПВВ в шпурах и может обеспечивать взрывозащиту только в выработке, ее влияние на процессы горения и взрыва метана в трещинах и законтурном пространстве выработки практически исключено. Кроме того важную роль играет профессионализм шахтеров при выполнении работ по обеспечению взрывозащиты выработок при взрывных работах и строгое выполнение правил безопасности.

В результате детального анализа состояния техники безопасности при взрывных работах в опасных условиях сотрясательного взрывания установлено, что существующая концепция обеспечения безопасности взрывных работ не надежная. При ее реализации не могут быть выполнены требования к взрывопредупреждению и взрывозащите в горных выработках при проведении взрывных работ. Основными причинами неудовлетворительного состояния техники безопасности при взрывных работах являются:

- низкая устойчивость против выгорания шпуровых зарядов ПВВ IV-VI классов и недостаточный уровень их предохранительных свойств по газу (антигризутность), в результате чего не удастся обеспечить предупреждение взрыва МВС;

- низкая эффективность взрывозащиты при взрывных работах в горных выработках, которая зависит от профессионализма и уровня исполнительского мастерства человека («человеческий фактор») при забойке шпуров, установке водораспылительных завес и средств создания предохранительной среды.

Поэтому получается, что наиболее ненадежным звеном существующей концепции, обеспечения безопасности взрывных работ являются применение предохранительных ВВ и их шпуровых зарядов. Важную роль играет «челове-

ческий фактор», поскольку всякие нарушения технологии ведения взрывных работ и взрывозащиты в забое горной выработки позволяют зарядам ПВВ проявлять свои негативные свойства во взрывоопасной среде образовывать при детонации ВВ агрессивные источники по отношению к МВС, вызывающие ее воспламенение. Из этого следует, что если бы удалось создать или модернизировать предохранительные ВВ настолько, что детонирующие заряды не воспламеняли бы взрывоопасную среду, а их шпуровые заряды не давали бы выгораний, то есть были бы устойчивыми против выгорания, то тогда безопасность взрывных работ в опасных условиях шахт достигалась автоматически. В этом случае решение проблемы безопасности взрывных работ достигалось самыми применяемыми предохранительными ВВ. Необходимо также учитывать, что при взрыве зарядов ПВВ создается газодисперсная среда, содержащая соли-ингибиторы окисления метана кислородом воздуха, входящие в состав этих ВВ, которая способна в забое горной выработки создать предохранительную среду на время короткозамедленного взрывания зарядов. Это приводит к автоматическому созданию взрывозащиты в забое и тем самым полностью реализуется концепция безопасности взрывных работ, исключая влияние на качество взрывозащиты «человеческого фактора». Таким образом, получается, что развитие и совершенствование современной концепции безопасности взрывных работ базируется на двух основных положениях:

1) предупреждение взрывов МВС и ПВС от детонирующих и выгорающих зарядов ВВ должно быть основано на применении высокопредохранительных ВВ, устойчивых против выгорания;

2) предохранительная среда в выработках должна создаваться непрерывной газодисперсной смесью из продуктов взрыва и соли-ингибитора, входящей в состав ПВВ, которая смешивается с взрывоопасной средой в забое, переводя ее в невзрывчатое состояние при короткозамедленном взрывании зарядов.

Решение этих вопросов, связано с модернизацией зарядов высокопредохранительных ВВ, самих ПВВ, для которых необходимо выработать критерии антигризутности, т.е. критерий безопасности в отношении взрывоопасной среды и с их помощью делать отбор ПВВ, удовлетворяющих требованиям концепции безопасности взрывных работ.

Исследованиями установлено [4], что все ВВ имеет предельный заряд –  $M_{np}$  (заряд не воспламеняющий взрывоопасную среду), масса которого зависит от взрывотехнических характеристик ВВ ( $x_i$ ) и концентрационных пределов горючих газов во взрывоопасной среде ( $c_i$ ):

$$M_{np} = F(x_i; c_i) \quad (1)$$

При взрывных работах в шпурах взрывают заряды ПВВ, масса которых –  $m_{ВВ}$ , определяется работоспособностью ВВ – ( $\Delta V$ ), горно-геологическими условиями залегания, крепостью массива – ( $f$ ) и должна быть достаточна для его разрушения и достижения цели взрывных работ:

$$m_{ВВ} = F(\Delta V_i; f_i) \quad (2)$$

Критическим условием антигрозутности заряда ПВВ при взрывных работах является отношение функций (1) и (2), при котором должно выполняться следующее требование к массам зарядов:

$$A(m_{BB}) = \frac{m_{BB} F(\Delta V_i; f_i)}{M_{np} F(x_i; c_i)} < 1, \quad (3)$$

где:  $A(m_{BB})$  - критерий антигрозутности ВВ.

С учетом многообразия опасных ситуаций, возникающих при взрывании зарядов ПВВ в забое, критерий антигрозутности в виде отношения (3) преобразуем в комплексный показатель антигрозутности:

$$\sum_{i=1}^{i=n} A_i(m_{BB}) = F[A_1(m_m), A_2(m_{y2}), A_3(\Pi_{BB})], \quad (4)$$

где  $A_1(m_m)$  - антигрозутность ПВВ при взрывании заряда без внутренней забойки;  $A_2(m_{y2})$  - антигрозутность ПВВ при взрывании обнаженного заряда с отражательной стенкой;  $A_3(\Pi_{BB})$  - антигрозутность ПВВ при затухании его детонации в шпуровом заряде и выгорании ВВ.

Требования концепции безопасности взрывных работ будут выполняться, если комплексный показатель и показатели антигрозутности ПВВ будут меньше единицы:

$$\sum_{i=1}^{i=n} A_i(m_{BB}) < 1 \text{ при } \begin{cases} A_1(m_m) < 1 \\ A_2(m_{y2}) < 1 \\ A_3(\Pi_{BB}) < 1 \end{cases}. \quad (5)$$

Критическое условие, которое определяет момент создания при взрывных работах зарядом ПВВ предохранительной среды в забое, имеет вид:

$$\frac{2\varepsilon \cdot m_{BB} \cdot (n+1)}{S_{вч} \cdot C_n \cdot D \cdot \Delta t} \leq 1, \quad (6)$$

при соблюдении требований безопасности:  $C_n \geq C_\phi$ ;  $m_{BB} \leq M_{кр}$ ,

где:  $\varepsilon$  - относительное содержание ингибитора в продуктах взрыва ВВ, кг/кг;  $n$  - показатель политропы процесса детонации ВВ;  $S_{вч}$  - сечение забоя, м<sup>2</sup>;  $D$  - скорость детонации заряда ВВ, м/с;  $\Delta t$  - интервал времени торможения и витания частиц соли-ингибитора в предохранительной среде, с;  $C_n$  - концентрация соли-ингибитора в предохранительной среде;  $C_\phi$  - концентрация соли-ингибитора флегматизирующая МВС.

Критерии антигрозутности (3) и (5) позволяют выбирать ПВВ с необходимым уровнем предохранительных свойств, для обеспечения взрывопредупреждения при взрывных работах, а критерий взрывозащиты (6) дает возможность

проверять, соблюдается ли взрывозащита в забое выработки при короткозамедленном взрывании зарядов. Выполнение этих критических условий отвечает требованиям концепции безопасности производства взрывных работ в угольных шахтах. Достижение безопасности взрывных работ и выполнение требований предложенной концепции может быть достигнуто еще и специальными способами взрывания шпуровых зарядов. Исследована и предложена технология гидровзрывания шпуровых зарядов ВВ в горных породах. Согласно этой технологии заряд со всех сторон должен быть окружен водой или водным раствором соответствующей соли-ингибитора. При гидровзрывании заряда ВВ наряду с разрушением пород происходит импульсная закачка воды или водного раствора в пласт, его предварительное рыхление и дегазация. Одновременно в призабойной части выработки идет распыление воды и ингибитора, снижение образования угольной пыли и интенсивности ударных волн и создается предохранительная среда из тумана и пара с параметрами, обеспечивающими взрывозащиту в горной выработке.

Развитие концепции безопасности производства взрывных работ в угольных шахтах можно схематически представить в виде системы обеспечения взрывобезопасности разрушения газоносных горных массивов «человек – среда – техника». Схема данной системы показана на рис.1. Фундаментальное отличие предложенной концепции от существующей заключается в том, что развитие концепции осуществляется за счет реализации при взрывных работах безопасных средств их осуществления (ПВВ) – блок 4 и способов взрывания ВВ, предупреждающих взрыв горючих газов – блок 5. Реализация их при практическом производстве взрывных работ связана с применением высокопредохранительных ВВ, устойчивых против выгорания, специальных способов взрывания (гидровзрывание, обратное инициирование шпурового заряда) и конструкции зарядов (сплошные монозаряды) ПВВ. Это позволяет исключить опасное действие источников воспламенения на взрывоопасную среду при взрыве заряда ПВВ и обеспечить газодисперсную ингибиторную среду в забое и массиве при взрывных работах или гидровзрывании. Таким образом, получается, что взрывопредупреждение в забое при применении зарядов достигается автоматически с помощью самих ПВВ, а взрывозащита формируется во время взрывных работ непосредственно в разрушаемом горном массиве ингибиторами, входящими в состав ВВ. В этом случае влияние человеческого фактора и организации производства взрывных работ на их безопасность исключается.

**Выводы.** 1. Дано развитие концепции безопасности производства взрывных работ в угольных шахтах, путем обеспечения взрывопредупреждения МВС и ПВС и достижения взрывозащиты в забое и газоносном горном массиве применением высокопредохранительных ВВ и способа короткозамедленного взрывания их шпуровых зарядов.

2. Установлены критерии антигрязности зарядов ПВВ при взрывных работах и критические условия создания этими зарядами предохранительной среды в забое горной выработки при короткозамедленном взрывании за счет ингибирования взрывоопасной среды солями-ингибиторами, входящими в состав ВВ.

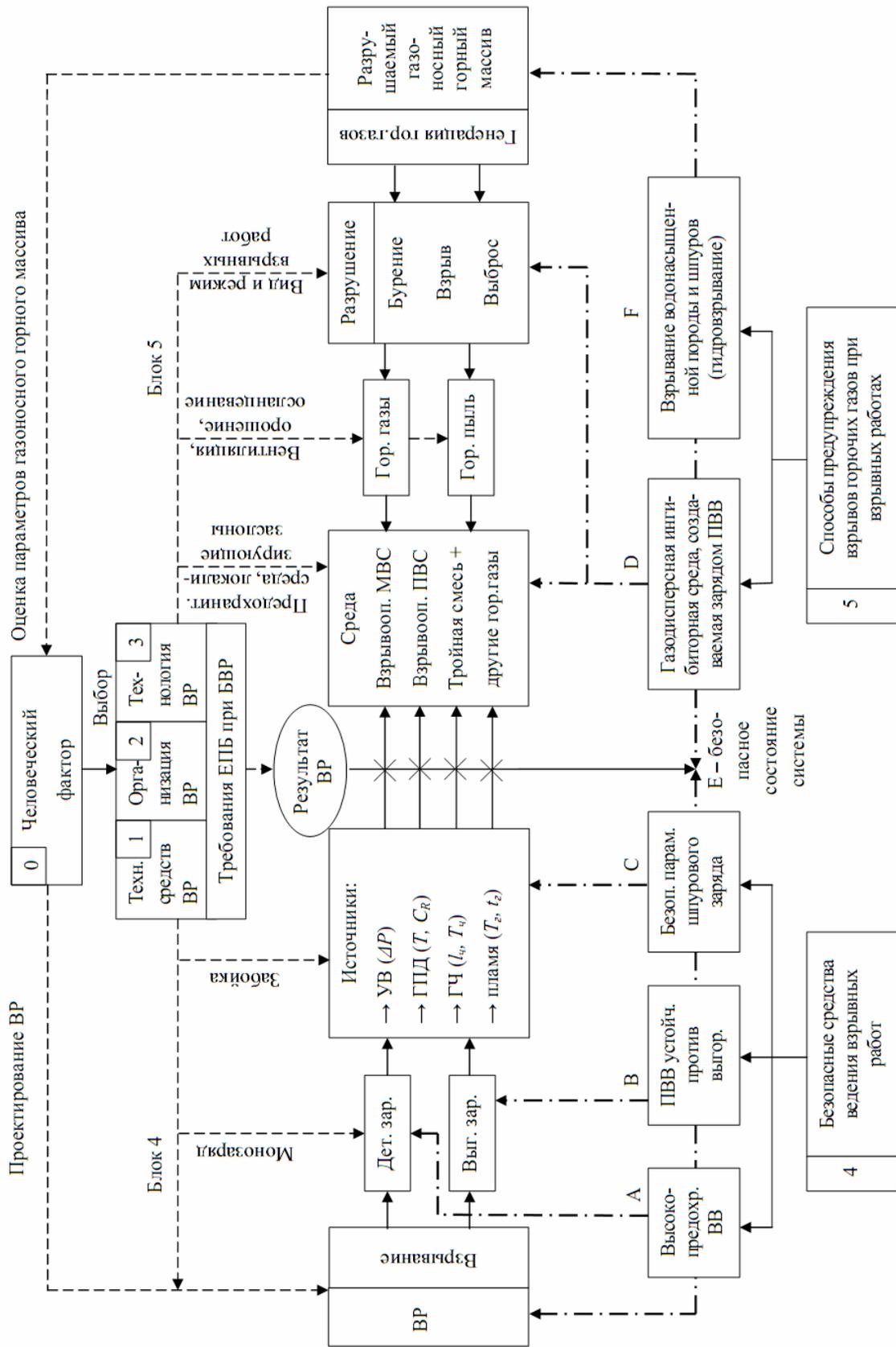


Рис. 1. Концепция безопасности производства взрывных работах в системе безопасности труда «человек – среда – техника»

3. Разработано высокопредохранительное ВВ – угленит 10П, установлены параметры шпурового заряда при взрывании которых автоматически создаются безопасные условия разрушения газоносного горного массива и предотвращается воспламенение горючих газов, выделяющихся из пород, что отвечает требованиям концепции безопасности производства взрывных работ в угольных шахтах.

#### Список литературы

1. Единые правила безопасности при взрывных работах. – Киев: Норматив, 1992. – 171 с.
2. ГОСТ 12.1.010-76. Система стандартов безопасности труда. Взрывобезопасность. – Ввод 01.01.78. – М.: Изд-во стандартов, 1984. – С. 99-100.
3. Инструкция по применению сотрясательного взрывания в угольных шахтах Украины. – МакНИИ: Макеевка-Донбасс, 1994. – 46 с.
4. Александров В.Е. Безопасность взрывных работ в угольных шахтах/ Александров В.Е., Шевцов Н.Р., Вайнштейн Б.И. – М.: Недра, 1986. – 149 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Соболевим В.В.  
Надійшла до редакції 24.03.10*

УДК 622.831.3: 622.28.043

© П.Н. Должиков, Н.Н. Палейчук, Ю.И. Кобзарь

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ОСОБЕННОСТЕЙ УСЛОВИЙ ЭКСПЛУАТАЦИИ АРЧНЫХ РАМНЫХ КРЕПЕЙ В ЗОНАХ ИНТЕНСИВНОЙ ТРЕЩИНОВАТОСТИ**

Виконано дослідження зміни показника стійкості на різних ділянках виробок в інтенсивно тріщинуватих зонах шахт ДП "Антрацит". Наведені особливості деформування аркових рамних кріплень, загальні рекомендації й напрямок подальших досліджень по підвищенню стійкості виробок в інтенсивно тріщинуватих зонах.

Выполнено исследование изменения показателя устойчивости на различных участках выработок в интенсивно трещиноватых зонах шахт ГП "Антрацит". Приведены особенности деформирования арочных рамных крепей, общие рекомендации и направление дальнейших исследований по повышению устойчивости выработок в интенсивно трещиноватых зонах.

Research of change of index of stability is executed on the different areas of workings in the intensively-crack areas of mines of State Enterprise "Antracit". Features over of deformation of arch frame shorings, general recommendations and direction of further researches, are brought on the increase of stability of workings in intensively-crack areas.

При подземной разработке угольных месторождений одним из основных составляющих, определяющих эффективность добычи угля, является состояние подготовительных выработок. В связи с увеличением глубины разработки, ухудшением горно-геологических, геомеханических и эксплуатационных факторов ежегодно возрастает количество ремонтов и перекреплений выработок. В настоящее время в условиях ГП «Антрацит» перекрепляется до 65% выработок. Из них до 70% перекрепляется повторно [1]. Сегодня на территории Донбасса затраты на ремонтно-восстановительные работы часто превосходят затраты на

проведение и крепление выработок [2]. В связи с этим является актуальным исследование особенностей работы арочных рамных податливых крепей на участках, характеризующихся интенсивным развитием трещин с вывалообразованием в полость выработки.

**Целью** исследования является изучение особенностей эксплуатации рамных арочных податливых крепей из профиля СВП в интенсивно трещиноватых зонах выработок шахт Восточного Донбасса.

В работе используются аналитический и прикладной методы исследований. К аналитическому методу относится анализ и обработка результатов шахтных натурных исследований. К прикладным методам относятся натурные шахтные исследования характера деформирования выработок, а также параметров и характера вывалов в зонах интенсивной трещиноватости.

Объектом исследований являются подготовительные выработки шахт «Комсомольская» и «Партизанская» ГП «Антрацит». Всего было обследовано 16 выработок. Для дальнейшего исследования были выбраны подготовительные выработки вне зоны влияния очистных и подготовительных работ, а также вне зон влияния дизъюнктивных разрывных нарушений, условия работы которых приведены в таблице 1.

Таблица 1

Условия эксплуатации подготовительных выработок шахт ГП «Антрацит»

Наименование выработки		Глубина $H_{cp}$ , м	Площадь сечения в свету $S_{св}$ , м <sup>2</sup>	Вмещающие породы, угол падения пород $\alpha_{пор}$ , град
шахта «Комсомольская»	Восточный конвейерный ходок №4 пл. h <sub>10</sub>	656	11,2	Песчаный сланец $m = 13,1-20,6$ м, $\sigma_{сж} = 80$ МПа; Песчаный сланец $m = 4,1-7,6$ м, $\sigma_{сж} = 70-78$ МПа; $\alpha_{пор} = 4$ град
	Восточный полевой откаточный штрек гор. 960 м (пл. h <sub>8</sub> )	960	14,5	Песчаный сланец $m = 13,1-26$ м, $\sigma_{сж} = 69-78$ МПа; Песчаник $m = 13 - 23,4$ м, $\sigma_{сж} = 168-170$ МПа; $\alpha_{пор} = 3$ град
шахта «Партизанская»	15-й западный откаточный штрек пл. h <sub>10</sub>	694	10,2	Песчаный сланец $m = 12-38$ м, $\sigma_{сж} = 70,2-99$ МПа; Песчано-глинистый сланец $m = 0,86 - 7,8$ м, $\sigma_{сж} = 69-73$ МПа; $\alpha_{пор} = 15$ град
	26-й восточный откаточный штрек пл. h <sub>8</sub>	718	10,2	Песчаник $m = 11,9-17,9$ м, $\sigma_{сж} = 168$ МПа; Песчаник $m = 2,2-4,07$ м, $\sigma_{сж} = 167$ МПа; $\alpha_{пор} = 13$ град

Для оценки устойчивости выработок используется показатель, определяемый выражением [2]:

$$\omega = \frac{N - N_d}{N} \quad (1)$$

где  $N$  – общее число рам крепи, шт;  $N_d$  – число деформированных рам крепи, шт.

Поскольку длина изучаемых выработок составляла от 460 до 1400 м, то при исследованиях состояния подготовительных выработок общая их длина разбивалась на участки по 40 м, что соответствует 12-35 вариациям.

Распределения показателя устойчивости по длине исследуемых выработок представлены гистограммами на рисунках 1-4.

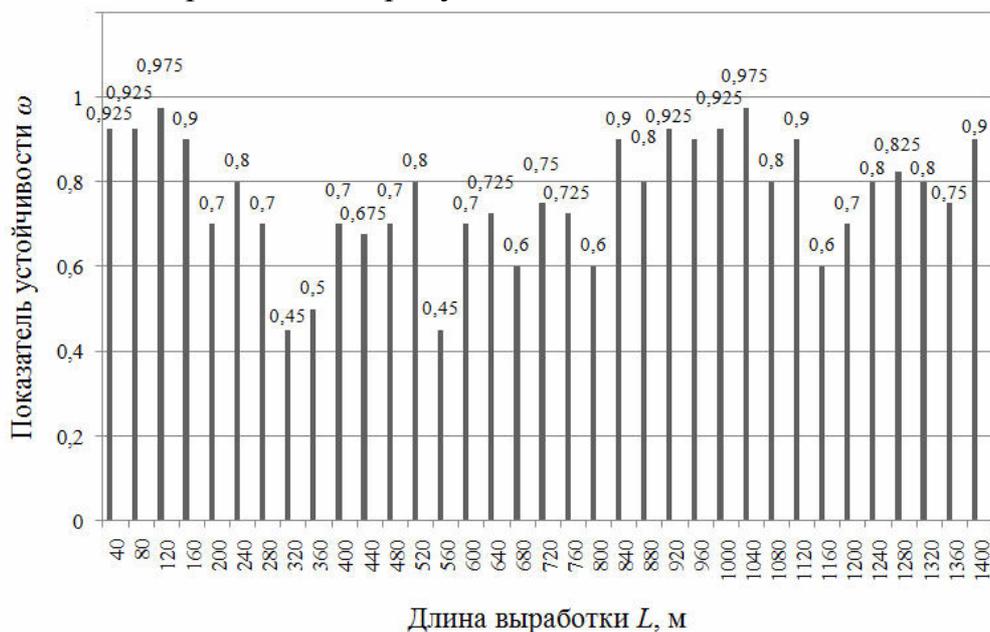


Рис. 1. Распределение показателя устойчивости восточного конвейерного хода №4 пласта  $h_{10}$  шахты «Комсомольская»

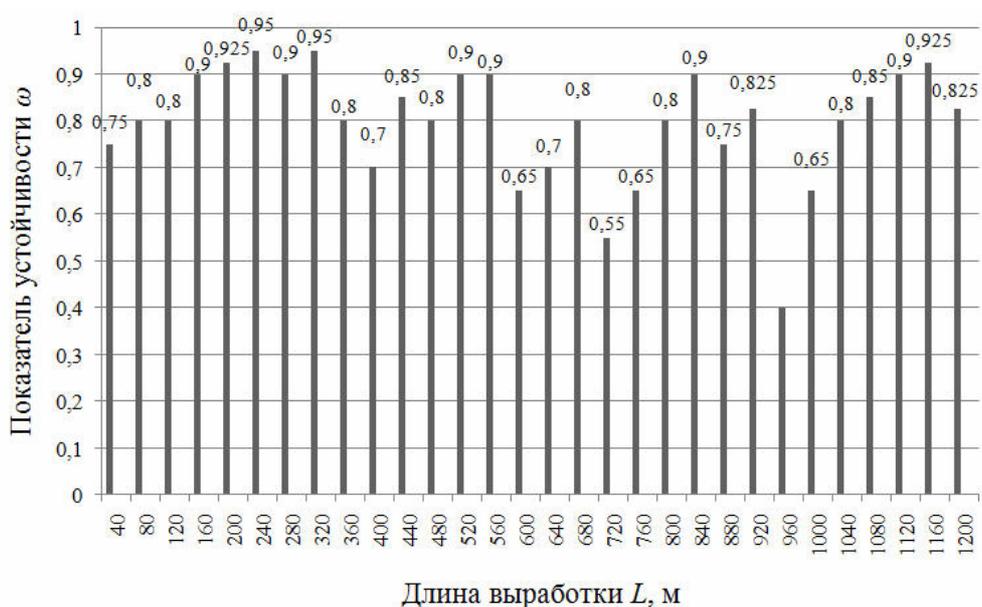


Рис. 2. Распределение показателя устойчивости восточного полевого откаточного штрека гор. 960 м шахты «Комсомольская»

В результате исследования состояния подготовительных выработок шахт ГП «Антрацит» выявлены следующие особенности:

- характер действующей нагрузки при образовании вывала определяется неравномерностью разрушения пород по длине и сечению выработки в следствии воздействия ряда факторов: угла напластования пород, наличия параллельных и пересекающихся выработок, геологической нарушенности, вариации значений мощности пород и их деформационно-прочностных свойств;

- фракционный состав вывалов в исследуемых выработках представлен следующими размерами: до 68% объема вывалов составляют отдельности до 36 см, 17% – от 37 до 45 см и 15% отдельности свыше 45 см, что позволяет преимущественную часть обрушившихся пород согласно классификации по трещиноватости [4] отнести к категории сильнотрещиноватых;

- при вариации таких параметров как ширина и высота вывала от 1,4 до 3,1 и от 1,6 до 5,7 м соответственно в большинстве случаев (в 13 из 16 выработок) разброс отклонений оси вывала от вертикали находился в пределах от 7° до 12°. При этом нагрузка на крепь имеет асимметричный характер и деформационный процесс имеет четко выраженный градиент;

- при исследовании выявлено наличие интенсивной трещиноватости, т.е. такой, при которой происходит интенсивное увеличение числа и раскрытия трещин за фиксированный промежуток времени в определенном направлении пространства, следствием проявления которой является вывалообразование;

- на участках выработок с показателем устойчивости  $\omega$  ниже 0,5 (Рис.1-4) образуются вывалы до 17 м длиной (26-й восточный откаточный штрек, шахта «Партизанская»), фракционный состав, рассмотренный выше и условия формирования которых позволяют отнести данные участки к зонам интенсивной трещиноватости. В исследованных выработках (Рисунки 1-4) обнаружено 8 таких зон.

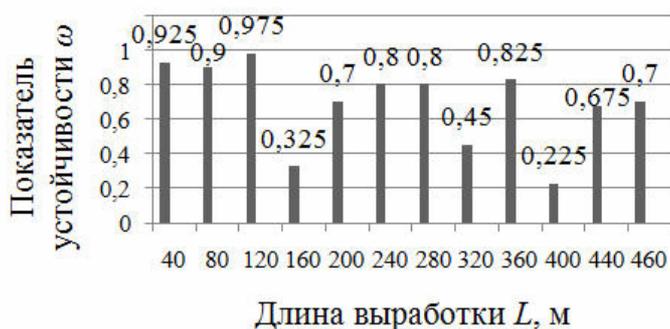


Рис. 3. Распределение показателя устойчивости 15-го западного откаточного штрека пласта  $h_{10}$  шахты «Партизанская»

Исходя из анализа результатов натурных исследований, определено понятие интенсивно трещиноватой зоны, как участка выработки с активизировавшимся процессом смещения боковых пород в результате увеличения количества и раскрытия трещин, одним из следствий проявления которого является вывалообразование.

В исследуемых выработках шахт ГП «Антрацит» на участках со значением  $\omega \leq 0,6$  под воздействием асимметричной нагрузки наблюдается прогиб (излом) верхняка в сторону вектора направленности нагрузки, а также разрыв планок и скоб узла податливости в результате превышения конструктивной податливости с одной стороны рамы крепи и недогруженного состояния узла с другой.

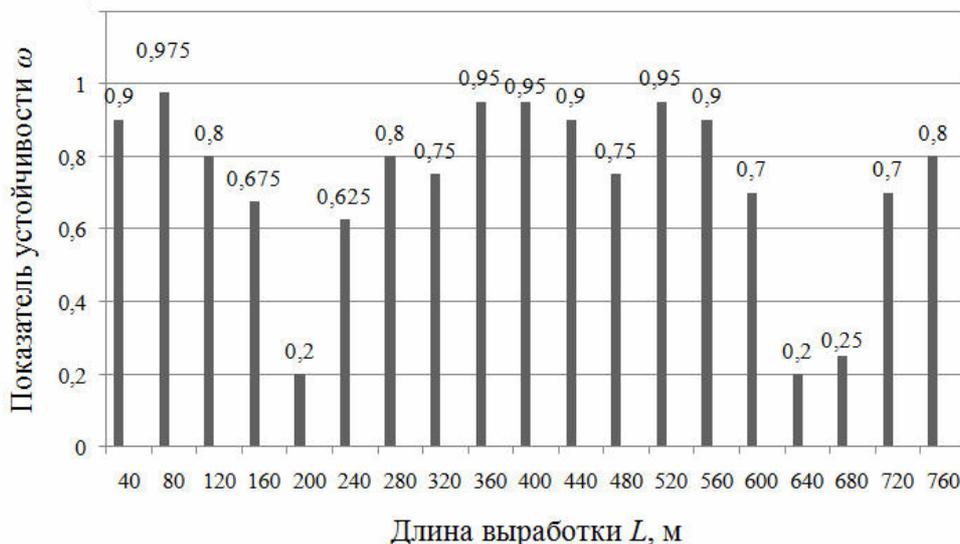


Рис. 4. Распределение показателя устойчивости 26-го восточного откаточного штрека пласта h8 шахты «Партизанская»



Рис. 5. Состояние 15-го западного откаточного штрека пласта  $h_{10}$  шахты «Партизанская» на участке с показателем устойчивости  $\omega = 0,325$

Исследования многих ученых доказывают асимметричный характер преобладающей нагрузки в выработках Донбасса [3]. В настоящее время актуален вопрос об адаптации конструктивных особенностей рамной крепи к направлению воздействия нагрузки и соответствия конструктивных и геомеханических параметров крепи современным условиям эксплуатации выработок. Отчасти этот вопрос решается изменением направления податливости крепи [3, 5].

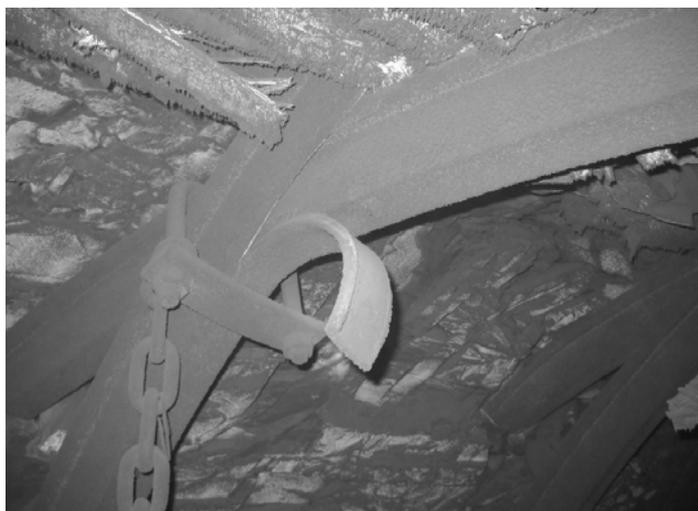


Рис. 6. Характерное нарушение работы узла податливости в восточном конвейерном ходке №4 пласта  $h_{10}$  шахты «Комсомольская»

В этой связи к одним из основных конструктивных решений относится «компенсатор» (рис. 7) [5]. Он установлен на широкую фигурную планку узла податливости ЗСД с целью использования и объединения лучших качеств узлов податливости ЗСД и ЗПК.

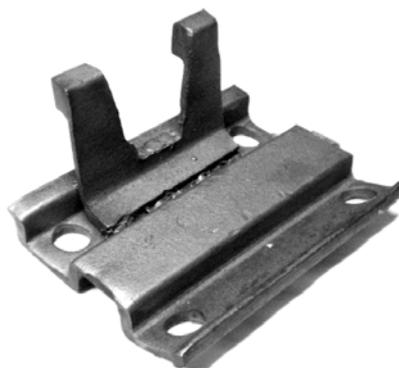


Рис. 7. Общий вид конструкции «компенсатора» на широкой фигурной планке узла податливости ЗСД

Отличительной особенностью конструкции компенсатора является наличие установленного при помощи сварки на широкую фигурную планку ЗСД перпендикулярного к элементам стальной арочной крепи «компенсатора».

Способ установки данной конструкции на раму стальной арочной крепи сводится к заведению двух прямоугольных скоб с резьбой со стороны контура выработки на верхняк и стойку рамы с целью установки широкой фигурной планки со стороны пройденной выработки. Необходимо отметить, что перпендикулярный «компенсатор» должен устанавливаться в сторону почвы выработки.

Данная конструкция узла податливости работает следующим образом. В узле одна прямоугольная скоба установлена перпендикулярно, а другая наклонно к профилю, они жестко соединены друг с другом посредством фигурных планок и работают совместно, что улучшает податливую характеристику крепи и исключает неконтролируемый перекосяк и перемещение прямоугольных

скоб в процессе скольжения элементов крепи. «Компенсатор» установленный перпендикулярно к стойке за счет своей формы, аналогичной форме арочной крепи, является узлом дополнительного трения в 2-х плоскостях, а также сжимает фланцы спецпрофиля, что повышает жесткость раздвижки фланцев при натяжении узла.

Проведенные лабораторные исследования при асимметричной нагрузке на стальную арочную крепь подтвердили работоспособность конструкции – «компенсатора» в узле податливости разноподатливой арочной крепи. Для проведения исследований работоспособности «компенсатора» в узле податливости разноподатливой арочной крепи был использован специальный стенд НИИ-ОМШС. На арочную крепь асимметричной нагрузки был установлен узел податливости ЗСД с «компенсатором», на противоположной стороне арочной крепи установили узел податливости ЗСД серийного изготовления.

Со стороны имитируемого угла восстания пород узел податливости с «компенсатором» сработал медленнее, чем дал возможность включиться в работу обычному узлу податливости ЗСД со стороны падения. Смещение верхняка в обоих узлах было практически равнозначно.

Установка данной конструкции на раму арочной крепи позволяет замедлить процесс срабатывания замка податливости со стороны больших нагрузок и включить в работу замок ЗСД без «компенсатора» со стороны меньших нагрузок [5].

С другой стороны сегодня разработаны и эффективно эксплуатируются в Украине и за рубежом в сложных горно-геологических и тяжелых геомеханических условиях крепи нового технического уровня [6]. В работе [1] рассматривалась возможность применения этих крепей в условиях Восточного Донбасса. С учетом характера проявления интенсивной трещиноватости для шахт ГП «Антрацит» представляется перспективной в интенсивно трещиноватых зонах эксплуатация крепи КМП-А3Р2 с увеличенным до 700 мм значением податливости, увеличенным рабочим сопротивлением (780 кН/раму при площади поперечного сечения в свету  $S_{св}=12,4 \text{ м}^2$ ) и измененной формой (рис. 8).

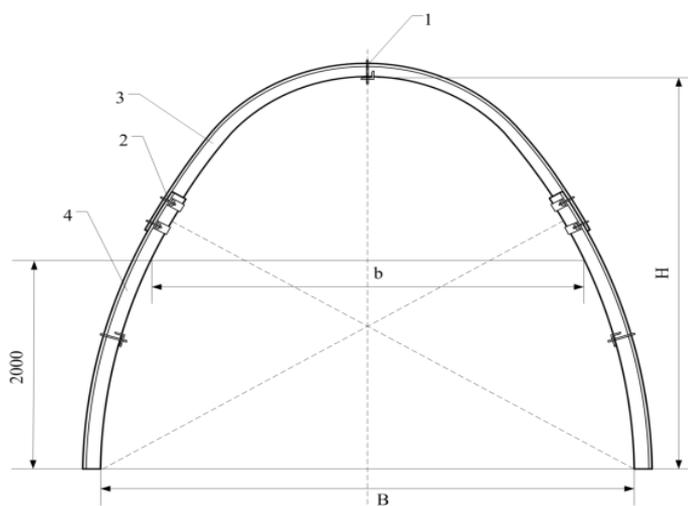


Рис. 8. Крепь КМП-А3Р2 (овоидная, трехзвенная, двухрадиусная): 1 – межрамная стяжка, 2 – замок, 3 – верхняк, 4 – стойка.

## **Выводы.**

1. При эксплуатации выработок на шахтах Восточного Донбасса в зоне неупругих деформаций образуются зоны интенсивной трещиноватости, характеризующиеся интенсивным увеличением числа и раскрытия трещин определяющие характер и параметры вывалообразования;
2. Характер действующей нагрузки при образовании интенсивно трещиноватых зон существенно отличается от нагрузки вне таких зон и имеет асимметричную направленность;
3. Анализ работоспособности арочной рамной податливой крепи из СВП в условиях интенсивной трещиноватости показывает ее низкую эффективность ввиду несоответствия направления и силы действующей нагрузки и направления податливости и деформационно-силовых характеристик арочной крепи;
4. Для оптимизации устойчивости выработок шахт ГП «Антрацит» в интенсивно трещиноватых зонах целесообразен пересмотр существующих закономерностей образования и развития ЗНД, а также адаптация силовых и деформационных характеристик крепи к параметрам действующей нагрузки. В этой связи представляется перспективным использование новых типов крепей с измененной формой и направлением податливости.

## Список литературы

1. Кипко А.Э., Палейчук Н.Н. О применении новых видов крепления в условиях шахты «Комсомольская» ГП «Антрацит»: Мат. международной научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений». Донецк: 20-21 апреля 2009 г. – Донецк: ДонНТУ – 135 с.
2. Сдвижкова Е.А., Бабец Д.В., Лозовский С.П. Статистическая модель устойчивости протяженной горной выработки: Материалы международной конференции «Форум горняков – 2005», том 4. – Днепропетровск: НГУ, 2005. – 258 с.
3. Литвинский Г.Г., Гайко Г.И., Автономов К.В. Повышение адаптивных свойств стальных рамных крепей: Технология и проектирование подземного строительства: Вестник. – Донецк: Норд-пресс, 2002. – Вып. 2. – 186 с.
4. Курузов Б.Н. Взрывное и механическое разрушение горных пород. – М.: Недра, 1973. – 312 с.
5. Кобзарь Ю.И. Обоснование технологических параметров поддержания горных выработок глубоких угольных шахт в обводненных условиях. Дис. Канд. техн. наук: 05.15.04. – Алчевск, 2009. – 158 с.
6. Кириченко В.Я., Усаченко Б.М. Механосинергетические явления в породных массивах, как геомеханическая база создания новых штрековых крепей горных выработок: Материалы 2-й научно – практической конференции «Школа подземной разработки». Днепропетровск: 5-12 октября 2008 г. Днепропетровск: НГУ, 2008. – 320 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 29.03.10*

## О СТРУКТУРЕ ЗАТРАТ ВРЕМЕНИ ПРИ СООРУЖЕНИИ СКИПОВОГО СТВОЛА ПОДЗЕМНОГО РУДНИКА «МИР» НА УЧАСТКЕ НЕФТЕГАЗОПРОЯВЛЕНИЙ

На основании хронометражных наблюдений исследована структура затрат времени на выполнение отдельных операций проходческого цикла при сооружении скипового ствола подземного рудника «Мир». Доказано влияние нефтегазопроявлений на перераспределение затрат времени. Предложены меры по повышению безопасности и технико-экономической эффективности проходки стволов в условиях нефтегазопроявлений.

На основі хронометражних спостережень досліджена структура витрат часу на виконання окремих операцій прохідницького циклу при споруді вантажного ствола підземної копальні «Мир». Доведений вплив проявів нафти і газу на перерозподіл витрат часу. Запропоновані заходи по підвищенню безпеки і техніко-економічної ефективності проходки стовбурів в умовах проявів нафти і газу.

On the basis of supervisions of time-studies the structure of expenses of time is explored on implementation of separate operations of driving cycle at building of freight shaft of underground mine the «Mir». Influence of excretions of oil and gas is proved on the redistribution of expenses of time. Measures are offered on the increase of safety, technical and economic efficiency of driving of shafts in the conditions of displays of oil and gas.

**Введение.** Вертикальные стволы шахт и рудников проходятся в самых разнообразных горно-геологических условиях. Стволы, как главные вскрывающие выработки, пересекают многочисленные слои горных пород, имеющие различное происхождение, механические и физико-химические свойства, водообильность, газонасыщенность, нефтеносность, битуминозность и другие характеристики, оказывающие существенное влияние на темпы проходки и другие технико-экономические показатели.

Увеличение глубин разработки связано с ухудшением горно-геологических условий. В ряде случаев проходка глубоких вертикальных стволов ведется с пересечением газоносных пластов, при этом в забое и по всей глубине ствола могут образовываться взрывоопасные смеси воздуха с метаном, его гомологами (этаном, пропаном, бутаном и более высокими) и другими взрывоопасными газами. Такие условия имели место при проходке вертикальных стволов подземных рудников «Мир» и «Удачный» АК «Алроса», при пересечении газоносных пластов ряда сверхкатегорийных шахт Кузбасса (ш. «Юбилейная», г. Новокузнецк, и др.), украинского Донбасса и др.

В практике отечественного шахтного строительства неоднократно возникали аварии, связанные со взрывами и вспышками газозвушнх смесей (ГВС), нефти и битумов, а также пожарами в проходимых и эксплуатируемых вертикальных стволах. Такие аварии происходили при проходке вентиляционно-вспомогательного и скипового стволов рудника «Удачный» в 2006 и 07 гг. [1], в стволе ш. им. 50-летия СССР ГУП «Краснодонуголь» в 2004 г., в стволе рудника «Вершино-Дарасунский» компании «Руссдрагмет» в 2006 г. и др. [2].

В условиях нефтегазопроявлений и высокоминерализованных газонасыщенных подземных вод будет сооружаться и клетевой ствол подземного рудника «Удачный», проходка которого запланирована АК «Алроса» на 2010-12 гг.

Исходя из вышесказанного следует, что повышение безопасности и улучшение технико-экономических показателей проходки стволов на участках нефтегазопроявлений, дальнейшее совершенствование технологии сооружения, а также методов и средств взрывозащиты вертикальных стволов, проходимых в указанных условиях, является актуальной задачей шахтного строительства.

**Целью настоящей статьи** является обработка результатов хронометражных наблюдений за выполнениями отдельных операций проходческого цикла при сооружении скипового ствола подземного рудника «Мир» АК «Алроса» с целью определения структуры затрат времени и выявления резервов для повышения темпов проходки и безопасности работ.

**Изложение основного материала.** Проходка и крепление скипового ствола подземного рудника «Мир» велась силами ОАО «Ростовшахтострой» по заказу АК «Алроса» в 2003 – 08 гг.

Основные характеристики ствола: назначение – скиповой (выдача горной массы); назначение по вентиляции – воздуховыдающий; проектная глубина – 1036,9 м; диаметр в свету – 8,0 м; крепь – комбинированная (монолитная бетонная, тубинговая); площадь сечения: в свету – 50,24 м<sup>2</sup>, в проходке – 69,40 м<sup>2</sup>.

При проходке ствола ниже отметки 627,6 м наблюдается несколько участков, характеризующихся наличием газонасыщенных пород и нефтепроявлений:

– в пределах отложений Чарской свиты в интервале 627,6-786,0 м залегает одноименный слабогазонасыщенный комплекс, в состав которого входит четыре коллектора. Породы слабопроницаемые, низкопористые, размер пор 0,1-0,5 мм заполненные нефтебитумами (60%) и минерализованной водой (40%). По химическому составу газы относятся к углеводородам нефтяного ряда и составляют 95% от общего объема газа. Основным компонентом является метан, его содержание колеблется от 71 до 88%. Содержание углекислого газа не превышает десятых долей процента.

– в интервале 861,2-1036,9 м проходка ствола велась по карбонатным породам Олёкминской свиты. Характерны трещины с зеркалами скольжения на поверхности которых глина трения, битум, нефть. По трещинам происходит нефтевыделение с дегазацией. Пористое пространство на 68-82% заполнено нефтебитумами, остальное минерализованными рассолами. Общая газонасыщенность пород колеблется от 2 до 5,2 м<sup>3</sup>/м<sup>3</sup>. Химический состав газов идентичен вышеописанным в Чарском газонасыщенном горизонте.

С целью изучения опыта проходки стволов в условиях нефтегазопроявлений и разработки мероприятий по взрывозащите выработок, проходимых в аналогичных условиях, сотрудниками кафедры «Подземное, промышленное, гражданское строительство и строительные материалы» Шахтинского института (филиала) ЮРГТУ(НПИ) проводились хронометражные наблюдения за выполнением всех процессов проходческого цикла. Период наблюдений охватывает 19 июня – 26 августа 2006 г., за это время пройден участок скипового ствола с отм. -926,1 м до отм. -998,1 м.

К основным технологическим процессам, исследуемым с помощью хронометражных замеров, относятся: бурение шпуров перфораторами ПП-54В, зарядание шпуров, подъем проходческого оборудования, взрывание и проветривание, приведение забоя в безопасное состояние, спуск проходческого оборудования, погрузка породы погрузочной машиной 2КС-2у/40 с выдачей проходческими бадьями БПС-3,0, установка тубинговых колец, разборка забоя.

Так как участок ствола характеризовался наличием нефтегазопроявлений, особое внимание при исследованиях уделялось ведению буровзрывных работ, проветриванию и соблюдению мероприятий по взрывозащите ствола.

Одним из мероприятий по снижению вероятности воспламенения и взрыва нефти, битумов и газа, являлось ограничение величины заходки. Паспорт БВР на исследуемом участке ствола предусматривал бурение 155 шпуров, в т.ч. 6 врубовых (расположенных на окружности диаметром 2,5 м), 87 отбойных (на 4 окружностях диаметрами 3,7; 5,0; 6,4; 7,6 м), 60 оконтуривающих (на окружности диаметром 8,8 м). Глубина комплекта шпуров составляла 2,2 м, врубовых – 2,4 м.

В результате хронометражных наблюдений было изучено 24 проходческих цикла, величина заходки колебалась от 0,6 до 2,5 м. Гистограмма распределения заходов по интервалам приведена на рис. 1. Основные показатели вариации исследуемой выборки приведены в табл. 1.

Статистический анализ результатов хронометражных наблюдений свидетельствует о высокой дисперсии по всем исследуемым признакам. Большой разброс значений величины заходки вызван изменяющимися горно-геологическими условиями проходки. В 9 случаях из 24 заходка составляла от 2 до 2,5 м, таким образом, КИШ был близок к 1, а в нескольких случаях превышал ее. Эти результаты приходится на участки с максимальными нефтегазопроявлениями, что свидетельствует об их влиянии на величину заходки вследствие повышения мощности взрыва за счет горючих свойств нефти и битумов.

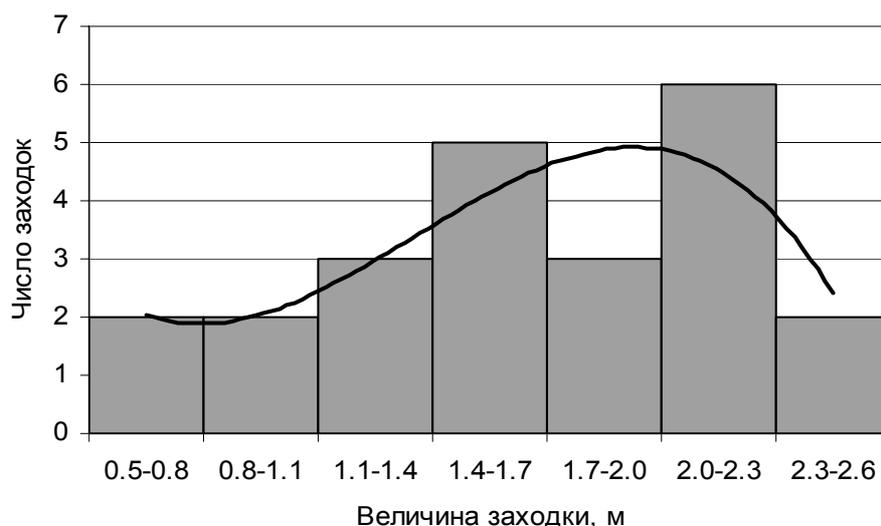


Рис.1. Гистограмма и теоретическая кривая распределения величины заходки при проходке скипового ствола подземного рудника «Мир» на участке нефтегазопроявлений

Продолжительность проходческого цикла изменялась в период наблюдений от 24 до 48 ч. Значительный разброс значений вызван существенным отличием величин заходки, и соответственно объемов работ по погрузке породы и креплению тубингами (1 или 2 кольца). Кроме того, в ряде случаев продолжительность цикла увеличивалась из-за аварий, связанных с воспламенением нефти и газа, и увеличением времени на проветривание после взрывных работ.

Таблица 1

Значения показателей вариации исследуемых выборок

Показатель вариации	Исследуемый признак								
	Величина заходки, м	Продолжительность, мин							
		бурения	заряжания	взрыв., проветривания	спуска-подъема полка	прив. забоя в безоп.	погрузки породы	крепл. тубингами	разборки забоя
Min-max	0,6–2,5	335-710	40–125	30–210	20–80	15–60	310–980	150–365	175–700
Размах вариации	1,9	375	85	180	60	45	670	215	525
Среднее арифметическое	1,69	458	77	101	44	32	577	244	416
Дисперсия	0,32	8317	524,4	1621	200	189	29019	3293	18048
Стандартное отклонение	0,55	91,2	22,9	40,3	14,1	13,8	170,4	57,4	134,3
К-т вариации, %	32,5	19,9	29,7	40,0	31,8	42,9	29,5	23,5	32,3

Распределение продолжительности проходческого цикла (рис.2) близко к нормальному с некоторой асимметрией в сторону меньших значений относительно среднего арифметического.

На рис.3. приведена структура затрат времени на выполнение отдельных процессов проходческого цикла при проведении ствола на участке активных нефтегазопроявлений, из которой следует, что около 51% времени занимает погрузка породы и разборка забоя, нарушенного взрывом вследствие влияния нефтегазопроявлений, 23,6% – бурение шпуров, 12,5% – крепление тубингами.

В табл.1 приведены показатели вариации по всем исследуемым признакам: величине заходки, продолжительности бурения, заряжания, взрывания и проветривания, спуска-подъема полка, приведения забоя в безопасное состояние, погрузки породы, крепления тубингами и разборки забоя. Наибольший относительный разброс значений характерен для приведения забоя в безопасное состояние, заряжание и проветривание ствола, наименьший – для бурения шпуров и крепления тубингами.

Среднее значение продолжительности цикла (рис.2) составляет 34 ч, в то время, как средняя суммарная продолжительность всех проходческих процессов (табл.1) – 1949 мин., т.е. около 32,5 ч. Полученная разница – 1,5 ч. (около 4,4% от продолжительности цикла) характеризует подготовительно-заключи-

тельные операции, спуск-подъем смены, непроизводительные затраты времени, обусловленные выходом из строя оборудования и организационно-техническими причинами.

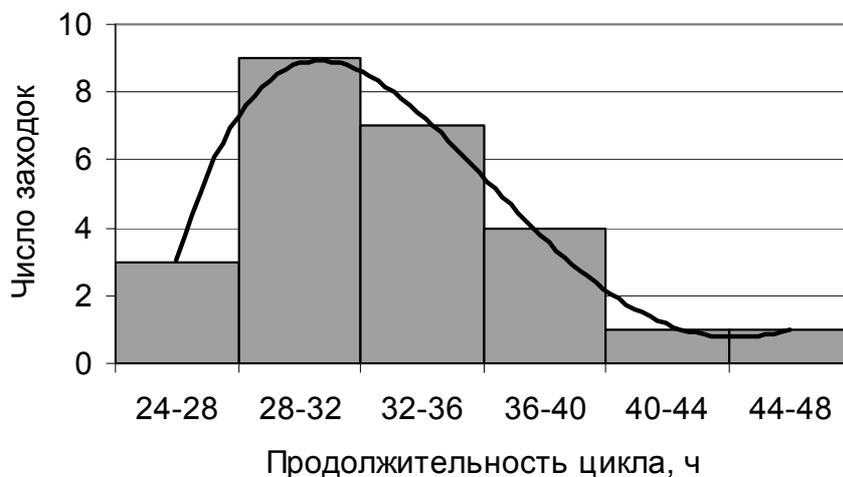


Рис. 2. Гистограмма и теоретическая кривая распределения величины продолжительности проходческого цикла

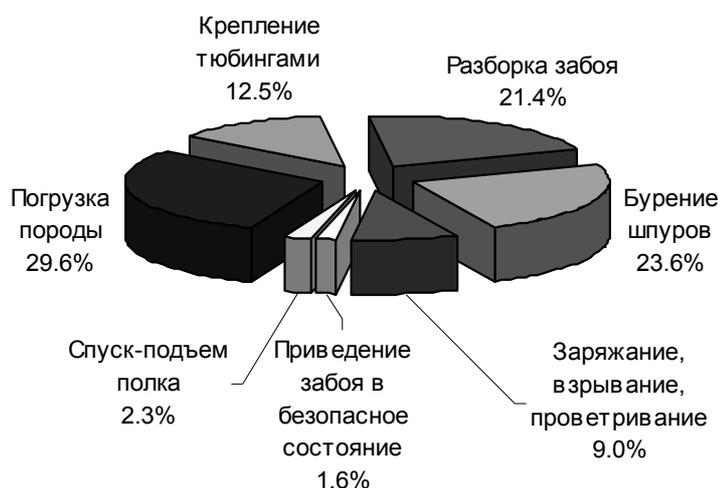


Рис. 3. Структура затрат времени на выполнение отдельных процессов проходческого цикла

Теоретическое распределение продолжительности бурения и заряжания (рис. 4, а, б) близко к нормальному. Более чем двукратное отличие продолжительности бурения в разных циклах объясняется резким изменением горно-геологических условий проходки. Увеличение времени на заряжание связано с прохождением зоны нефтегазопроявлений, необходимостью сбора нефти и перебурирования части шпуров.

Анализ продолжительности проветривания свидетельствует, что в 22 случаях из 24 наблюдаемых заходов (92%), допускалось нарушение Правил безопасности [3], согласно которым «разжижение воздуха до предельно допустимых концентраций вредных газов и пыли должно достигаться в течение не более 30 мин». Однако, как следует из табл. 1, время проветривания колебалось от 30 до 210 мин, в среднем же составляло около 100 мин, что более чем втрое превышает норму.

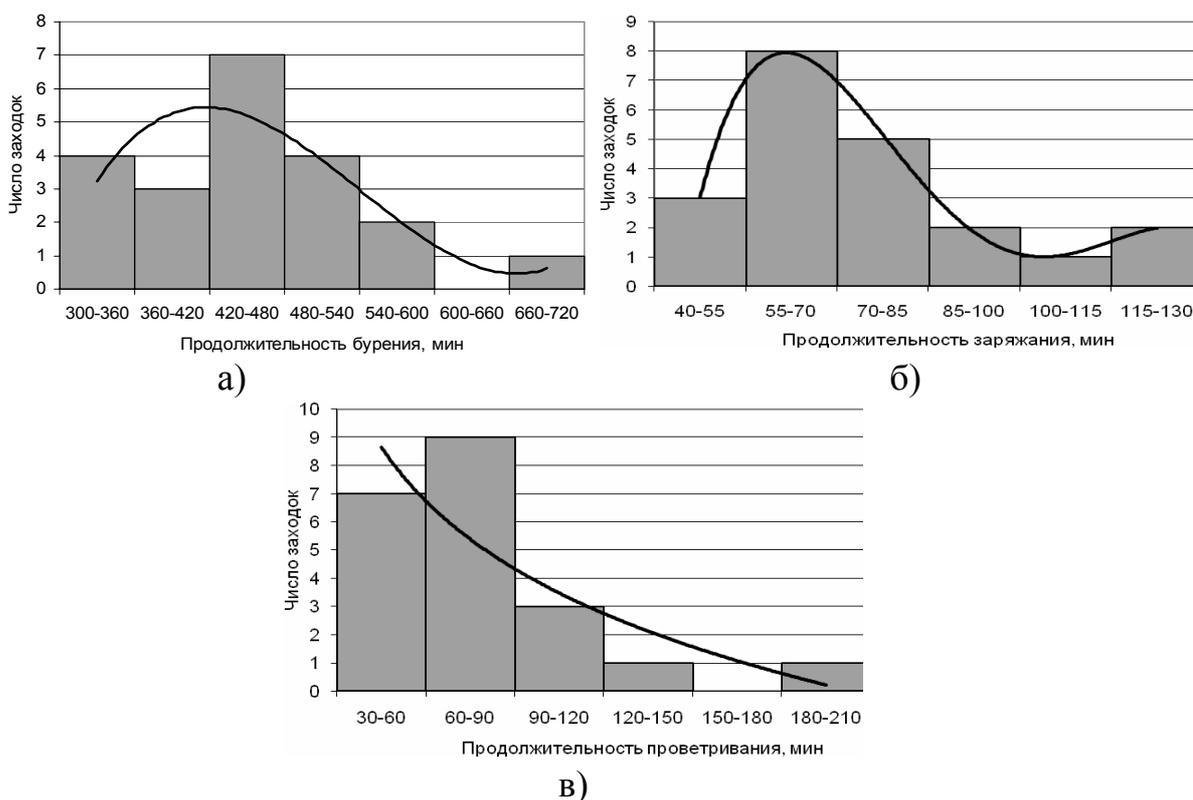


Рис. 4. Гистограммы и теоретические кривые распределения продолжительности: *а* – бурения шпуров, *б* – заряжания, *в* – проветривания

Теоретическое распределение продолжительности проветривания (рис. 4, *в*) близко к экспоненциальному. Значительное превышение времени проветривания относительно допустимого было вызвано возгоранием нефти и битумов. Например, 30 июня 2006 г. проветривание продолжалось 140 мин., 6 августа – 210 мин., 10 августа – 100 мин., 13 августа – 110 мин. и т.д. Нефтепроявления наблюдались в виде локального капеза, подтёков на породных стенках. Активное выделение взрывоопасных газов было незначительным. После взрывания, в случае пожара в забое, ляды оставлялись открытыми, и в исходящей струе наблюдался густой чёрный дым с резким запахом, выделявшийся в течение 1,5-3 ч до полного выгорания нефти и битума.

Проведенные исследования позволяют сделать следующие **выводы**:

- при средней продолжительности проходческого цикла 34 ч и средней величине заходки 1,7 м средние темпы проходки скипового ствола подземного рудника «Мир» на участках, опасных по нефтегазопроявлениям и закрепленных тубингами, составили около 36 м/мес.;

- наличие нефтегазопроявлений существенно сказывается на продолжительности бурения, заряжания, проветривания ствола и в особенности на времени разборки забоя после 2-й фазы погрузки, что в конечном итоге существенно снижает темпы проведения и безопасность работ;

- нефтегазопроявления оказывают влияние на величину заходки, повышая мощность взрыва и КИШ вследствие горючих свойств нефти, газа и битума, но снижая при этом взрыво- и пожаробезопасность;

– возникновение аварийных ситуаций, связанных с возгоранием нефти и битумов, приводит к превышению допустимого времени проветривания в среднем в 2-2,5 раза, а в нескольких случаях – в 4-7 раз;

– резервом повышения темпов проведения ствола является оптимизация продолжительности буровзрывных работ и проветривания путем обеспечения требуемых концентраций вредных газов и пыли не более, чем за 30 мин.;

– для повышения эффективности и безопасности проходки ствола в рассматриваемых условиях требуются дополнительные организационные и технические мероприятия по взрыво- и пожаробезопасности, к которым относится применение по всей глубине ствола, в особенности на участках активных нефтегазопроявлений пламе- и взрывогасящих завес, использование пенной защиты в призабойном пространстве ствола, предварительная дегазация и сбор нефти и битумов, специальные параметры и режим взрывных работ, специальный режим проветривания ствола после взрывных работ и др.

– разработанная авторами концепция взрывозащиты вертикальных стволов при их проведении на участках, опасных по нефтегазопроявлениям [4 – 6], призвана обеспечить безопасность проходки и повысить темпы сооружения ствола на опасных участках на 15-20% относительно фактически достигнутых при проходке стволов рудника «Мир» и проанализированных в настоящей работе.

#### Список литературы

1. Прокопов А.Ю., Тимофеев Д.Н., Склепчук В.Л. Анализ причин и последствий аварии при проходке вентиляционно-вспомогательного ствола рудника «Удачный» //Совершенствование технологии строительства шахт и подземных сооружений: Сб. науч. тр. – Донецк: Норд-пресс, 2009. - Вып. 15. – С. 78 – 80.

2. Манец И.Г., Грядущий Б.А., Левит В.В. Техническое обслуживание и ремонт шахтных стволов: Научно-производственное издание/ Под общ. ред. Сторчака С.А. – Донецк: «Юго-Восток Лтд», 2008. – 586 с.

3. ПБ 03-428-02. Правила безопасности при строительстве подземных сооружений. Утв. постановлением Госгортехнадзора России от 01.11.01 № 49. Введены в действие с 01.07.02 постановлением Госгортехнадзора России от 16.01.02 № 2.

4. Страданченко С.Г., Прокопов А.Ю., Склепчук В.Л. Обоснование методов обеспечения взрывозащиты при проходке вертикальных стволов подземного рудника «Удачный»// Строительная геотехнология: Сб. статей. Отдельный выпуск Горного информационно-аналитического бюллетеня. – М.: Горная книга, 2009. – №ОВ9. – С. 206 – 213.

5. Прокопов А.Ю., Склепчук В.Л. Опыт использования пенной защиты при проходке вертикальных стволов по газонасыщенным породам// Проблемы горного дела и экологии горного производства: Матер. IV междунар. науч.-практ. конф. (14-15 мая 2009 г., г. Антрацит) – Донецк: Вебер (Донецкое отделение), 2009. – С. 193 – 197.

6. Прокопов А.Ю., Склепчук В.Л., Тимофеев Д.Н. Организационно-технические мероприятия по обеспечению безопасности при проходке вертикальных стволов рудника «Удачный» в зоне нефтегазопроявлений// Материалы 3-й Международной научно-практической конференции молодых ученых, аспирантов и студентов «Перспективы освоения подземного пространства» – Днепропетровск: НГУ, 2009. – С. 38 – 40.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 06.04.10*

## ПОСТРОЕНИЕ ПРОСТРАНСТВЕННОЙ МОДЕЛИ УЧАСТКОВ ЯРУСОВ ПОРОДНОГО ОТВАЛА С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ПРОГРАММНОГО ПАКЕТА SURFER

В статье предлагается концепция создания динамической модели породного отвала с оценкой содержания вредных и полезных компонентов с целью рационального использования пород и улучшения экологической обстановки в регионе.

У статті пропонується концепція створення динамічної моделі породного відвалу з оцінкою вмісту шкідливих і корисних компонентів з метою раціонального використання порід і поліпшення екологічної обстановки в регіоні.

In article the concept of creation of dynamic model pedigree waste heap with an estimation of the maintenance of harmful and useful components of coal for the purpose of rational use of breeds and improvement of ecological conditions in region is offered.

Анализ современного уровня и тенденций развития технологии отвалообразования позволяет сделать вывод о зависимости решения проблемы от разработки комплекса технических мероприятий, направленных на формирование породных отвалов. На угольных шахтах предусмотрены проектные решения по формированию породных отвалов.

Технология формирования породного отвала предусмотрена с выполнением мероприятий по предупреждению самовозгорания отвальной массы. Формирование отвала осуществляется фронтальным способом по схеме 1-А-2б в соответствии с "Руководством по предупреждению самовозгорания, тушению, разборке и рекультивации породных отвалов угольных шахт и обогатительных фабрик" КД 12.09.0801 – 99 (Минтопэнерго Украины 2004г.).

Порода, выдаваемая из шахты скиповым стволом, аккумулируется в приемных бункерах скипового ствола емкостью 100т. После загрузки в автосамосвалы вывозится на породный отвал к месту складирования и формируется ярусами.

Данная технология формирования породного отвала предусматривает проектное наращивание отдельного яруса в случае, если предусмотрены все технологические мероприятия. Но при отсыпке пород на отвал не всегда эти условия выполняются. Это связано с тем, что породы в отвал отсыпались в различных соотношениях литологических разностей, которые определить или прогнозировать достаточно сложно [1].

При исследовании и моделировании отдельного участка породного отвала важной задачей является построение пространственной модели отвала, которая позволит решать многие задачи, например количество вмещающих пород, химический состав пород и т.д. [2].

Авторами предложена методика построения отдельного яруса породного отвала для каждого периода времени, когда происходила отсыпка пород на отвал, с использованием программного обеспечения Surfer[3].

Для построения пространственной модели отдельного участка яруса породного отвала достаточно иметь набор точек, находящихся на поверхности отвала с определенными координатами X, Y, Z.

Поверхность каждого яруса в определенный период времени можно графически представить в двух видах: карты изолиний или трехмерного изображения поверхности.

Исходные данные для построения данных поверхностей получают в результате выполнения маркшейдерской съемки породных отвалов, которая выполняется в определенный период времени.

На рис.1 приведены графики построения трехмерного изображения одного и того породного отвала ш. Щегловская-Глубокая (ш/у Донбасс) в течение некоторого периода работы шахты.

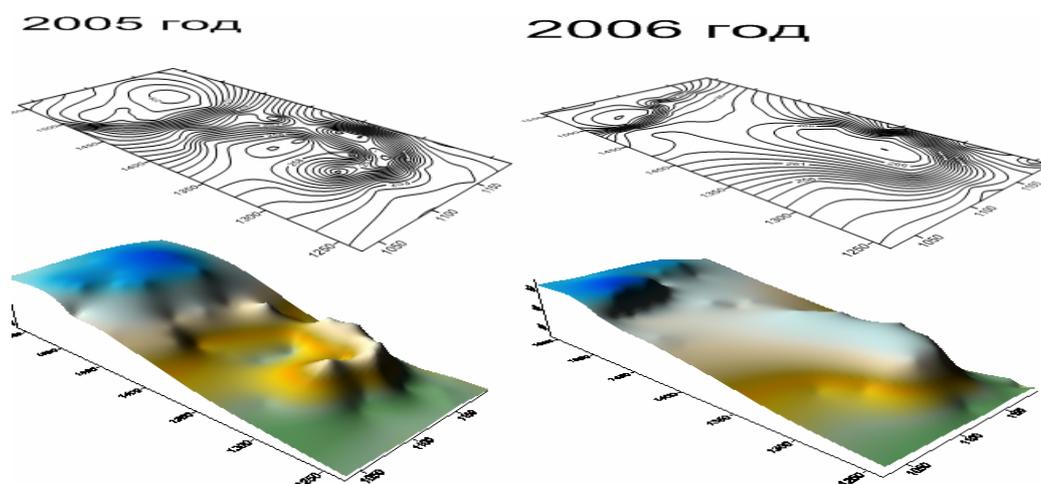


Рис.1. Изменение формы участков породного отвала за определенный период времени

При построении различных участков ярусов можно вычислить разность площадей между отдельными слоями ярусов. На рис.2. построена поверхностная модель, показывающая сглаживание поверхностей двух участков ярусов с использованием сплайн-методов.

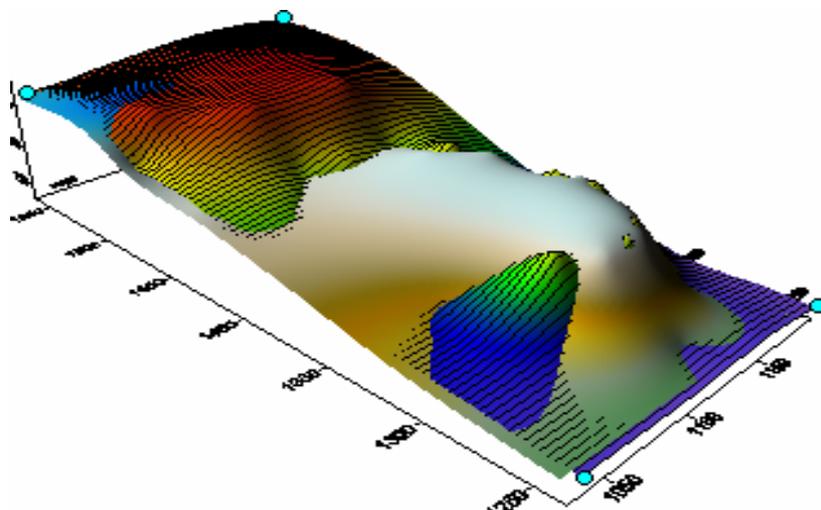


Рис.2. Сглаживание поверхностей двух участков ярусов породного отвала

Выше приведенные рисунки показывают применение программного обеспечения SURFER для построения трехмерного пространства отдельных ярусов породного отвала. Кроме трехмерного изображения, используя различные методы интерполяции, можно проводить исследования по управлению отсыпки отвала на отдельном участке каждого яруса [4]. На рис.3 показано применение различных методов интерполяции для построения одного и того же участка яруса. Для уточнения полученного результата, т.е., для оценки точности построения авторами разработана методика определения погрешности в построении данной модели.

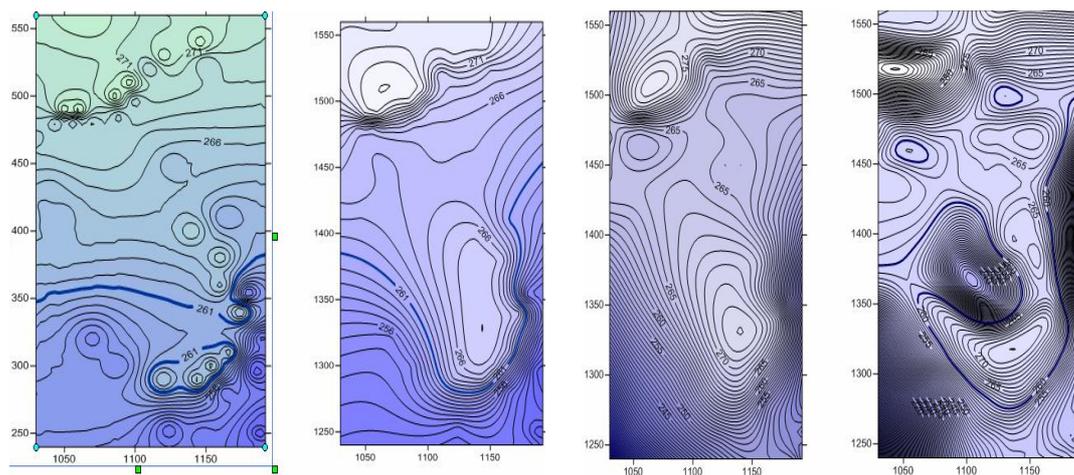


Рис.3. Изменение карты изолиний одной поверхности с использованием различных методов интерполяции

При построении трехмерной модели отдельного яруса, используя поперечные разрезы поверхности этих ярусов, можно осуществлять прогноз отсыпки породы на отвал. На рис.4 приведены поперечные разрезы в различных точках поверхности отдельного яруса отвала.

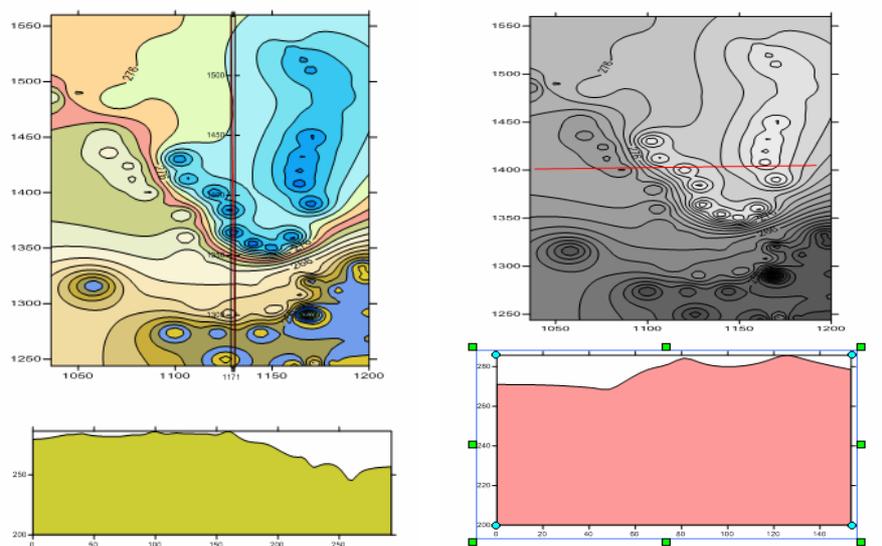


Рис.4. Поперечные продольные разрезы поверхности отдельного яруса отвала

Таким образом, в результате построения трехмерной и двумерной модели ярусов породного отвала за определенный период времени можно получить пространственную модель данного отвала. На основе данной модели можно решить следующие задачи:

1. Произвести прогнозную оценку отсыпки отвала на отдельном участке яруса.
2. Сделать анализ отсыпки пород с учетом построения продольных и поперечных профилей.
3. Разработать методику насыпки пород с учетом погрешности построения с использованием программного обеспечения SURFER.

Для рационального использования породного отвала в целях экологической безопасности, а также дальнейшей его рекультивации предлагается создание динамической модели породного отвала. Посредством данной модели появляется возможность проанализировать породный отвал, эксплуатация которого уже закончилась, т.е. показать, как изменялась поверхность породного отвала во время его эксплуатации, а также составить проект формирования породного отвала для новых разработок полезных месторождений.

В качестве примера рассмотрим построение поверхности породного отвала на основе данных ш. Щегловская-Глубокая (ш/у Донбасс). Этапы построения модели состоят в следующем:

1. Намечаются периоды формирования отвала (период отработки пластов, период отработки горизонтов, когда на породный отвал отсыпались конкретные породы).
2. Для каждого отработанного пласта проводится анализ планов горных выработок с геологической съемкой по выработкам, используя маркшейдерские данные по замерам горных выработок.
3. Проводится маркшейдерская съемка поверхности породного отвала за определенный период времени (рис.4).
4. Для каждого периода времени определяется объем и состав пород, которые отсыпались в отвал, и строится модель поверхности отвала (рис.5).
5. Группируются необходимые периоды, и строится динамическая модель породного отвала с учетом фактора времени.

Применительно к полученной информации в результате обработки данных по породным отвалам изучаемой шахты, возникла необходимость систематизировать эти данные, создав единую базу, а зная стратиграфическую характеристику отдельного пласта, можно составить зависимость влияния пород, входящих в пласт, от их химических и физических свойств.

На рисунках 6-8 представлены таблицы различных модулей, характеризующие базы данных в пределах одной шахты. Данные таблицы разработаны в системе управления базами данных Microsoft Access.

Таким образом, методологический подход позволит получить пространственную модель породного отвала с оценкой содержания вредных и полезных компонентов угля.

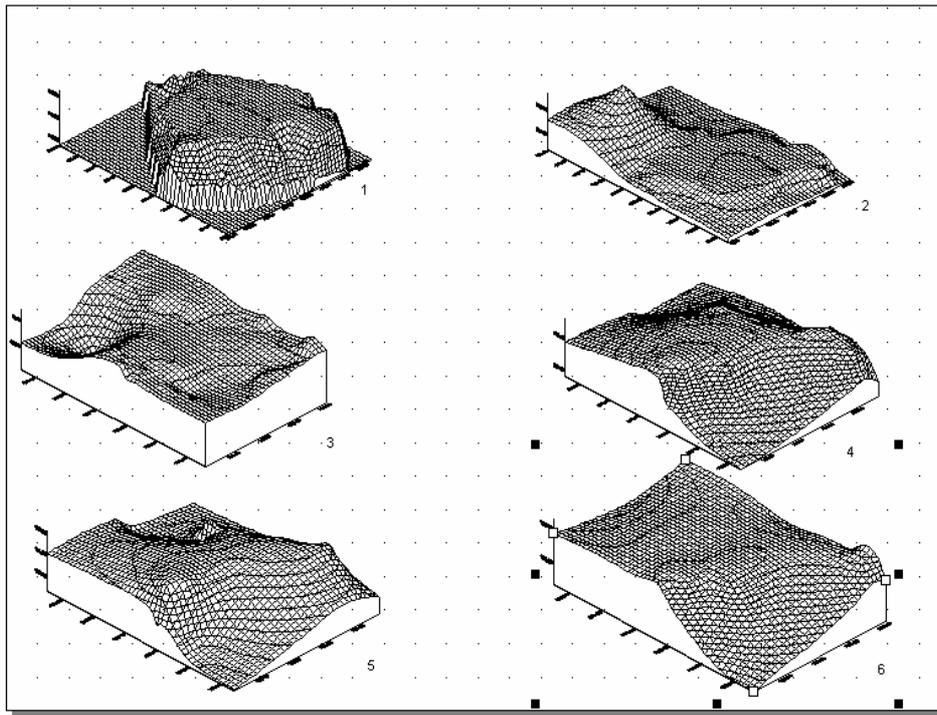


Рис. 4. Изменение формы породного отвала ш. Щегловская-Глубокая (ш/у Донбасс) за определенный период времени

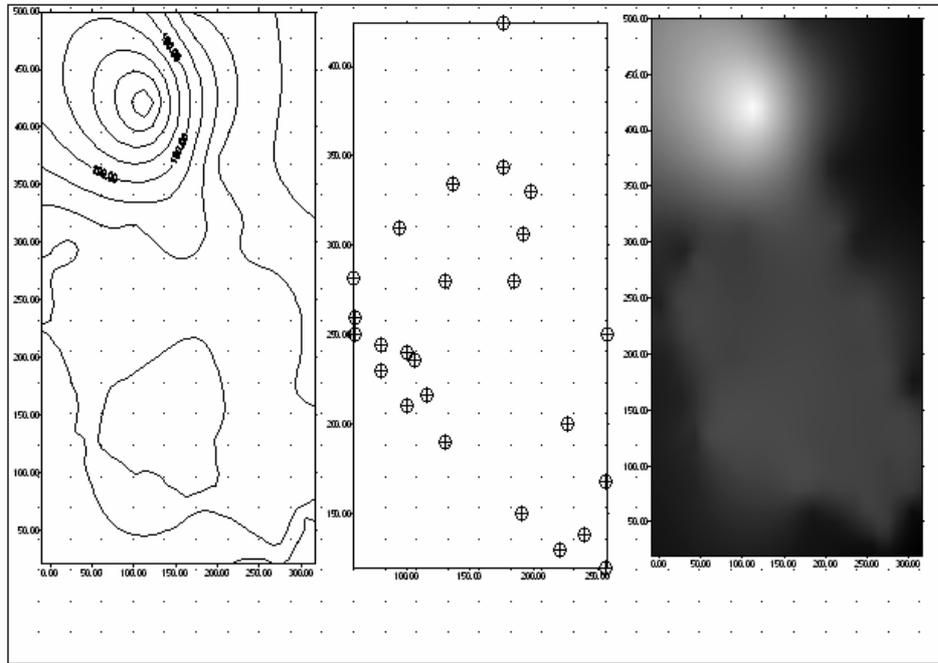


Рис. 5. Построение поверхности породного отвала на определенном этапе маркшейдерской съемки в различных ракурсах

	Код отвала	Наименование	Код шахты
▶ +	2	Отвал1_1	1
+	3	Отвал1_2	1
+	4	Отвал2_1	2
+	5	Отвал2_2	2
*	(Счетчик)		0

Рис.6. Окно таблицы для выбора отвала

	Код яруса	Наименование	Год	Высота	Ширина	Объем	Код отвала	Код пласта
▶	2	ярус1_1	2005	10	200	2000	2	1
	3	ярус1_2	2006	20	100	2000	2	1
	4	ярус1_3	2007	50	50	2500	2	2
*	(Счетчик)		0	0	0	0	0	0

Рис.7. Окно таблицы по параметрам отдельного яруса отвала

	Код пласта	Наименование		
▶ -	1	пласт1_к2		
			Код_п	Известняк
			1	3
*	(Счетчик)		0	0
+	2	пласт1_к3		
+	3	пласт1_к5		
+	4	пласт2		
*	(Счетчик)			

Рис.8. Окно таблицы геологической характеристики по пласту

Используя гранулометрический состав пород, входящих в породный отвал, можно получить характеристику данного отвала с целью улучшения экологической обстановки в регионе и вовлечение в производство легкодоступного минерального сырья.

#### Список литературы

1. Прокопенко Е.В., Живогляд А.В. Разработка геоинформационной системы формирования породных отвалов // Сучасні технології маркшейдерського забезпечення раціонального і безпечного ведення гірничих робіт. Збірник наукових праць. - Донецьк: ДонНТУ, 2002.
2. Прокопенко Е.В., Борщевский С.В. Разработка динамической модели породных отвалов, УКРНИМИ, 2009
3. А. Колесов, О. Павлова. Пакет Surfer-обработка и визуализация двумерных функций // "КомпьютерПресс" №2, 1999 (компакт-диск).
4. Штагер О. А. Проблеми раціонального використання земельних ресурсів Донецької області. / Штагер О. А. // Вісті Донецького гірничого інституту. - № 1, 2009.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 19.03.10*

## ДИНАМИКА ТРАНСПОРТЕРНЫХ ГАЛЕРЕЙ ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЙ

Выполнен анализ динамического состояния транспортерных галерей при условии перехода их на облегченные ограждающие конструкции.

Виконано аналіз динамічного стану транспортерних галерей за умови переходу їх на полегшені огороджувальні конструкції.

The analysis of a dynamic condition transportes galleries under condition of their transition to the facilitated protecting designs is made.

**Введение.** Транспортерная галерея представляет собой инженерное сооружение, предназначенное для установки ленточных конвейеров над поверхностью земли на заданной высоте и с заданным уклоном. Она состоит из пролетных строений, опорных стоек и размещенных внутри галереи ленточных конвейеров.

В последние годы наметилась тенденция к снижению массы пролетных строений галерей. Экспериментальные и теоретические исследования несущих конструкций транспортерных галерей, показали, что динамические нагрузки, генерируемые ленточными конвейерами, способны вызвать весьма значительные поперечные колебания пролетных строений. При этом динамические напряжения оказываются достаточно большими, а в некоторых случаях возникает опасность усталостного разрушения элементов конструкций или их соединений.

Разнообразие используемых при проектировании конструктивных решений транспортных галерей не позволяет принять единую расчетную модель пролетных строений. Однако есть ряд общих требований, которым должна удовлетворять расчетная модель пролетного строения галереи.

В современном строительстве самое широкое распространение получили галереи балочного типа с разрезным пролетным строением, выполняемым в виде опирающегося на внешние опоры пространственного бруса (рис. 1).

Динамические нагрузки, генерируемые ленточными конвейерами, передаются через стойки-опоры станины конвейера непосредственно на поддерживающие конструкции пролетного строения и вызывают их колебания в вертикальной плоскости. При этом возможны как изгибные, так и крутильные колебания пролетного строения, которые необходимо учитывать при выборе расчетной динамически эквивалентной модели. Достаточно большая вертикальная жесткость опор галереи позволяет не учитывать их податливость при изгибно-крутильных колебаниях пролетных строений.

Область частот динамических воздействий от реальных конвейеров охватывает несколько низших частот собственных колебаний пролетных строений, поэтому одномассовая модель пролетного строения в большинстве случаев оказывается неприемлемой.

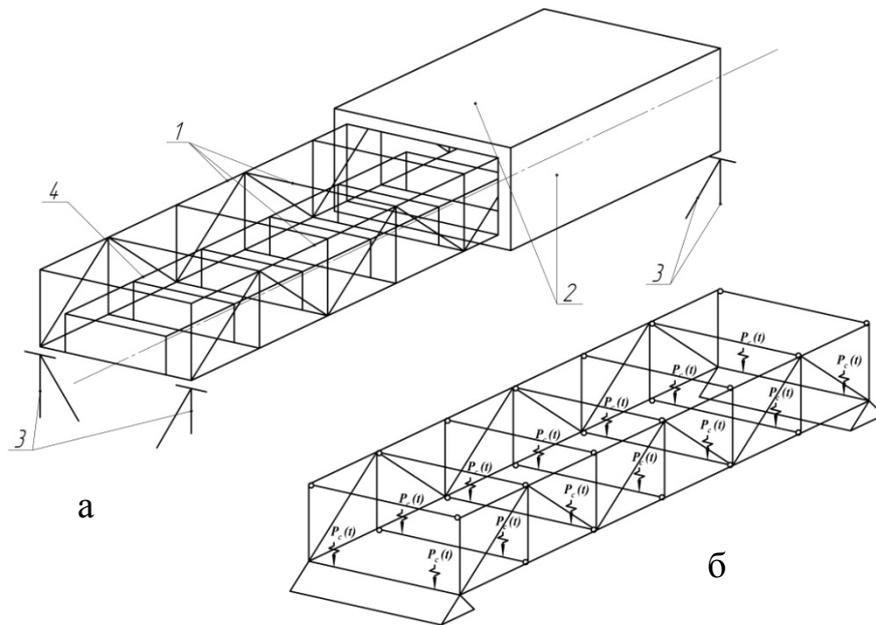


Рис. 1. Схема приведения пролетного строения галереи к расчетной модели: а – пространственная схема конструкций; б – динамически эквивалентная расчетная модель-схема; 1, 2 – несущие и ограждающие конструкции пролетного строения; 3 – опоры пролетного строения; 4 – станина (рама) конвейера

**Целью настоящей статьи** является анализ динамического состояния транспортерных галерей при условии перехода их на облегченные ограждающие конструкции

**Основная часть.** Учитывая, что основную опасность для конструкций представляют резонансные и близкие к ним колебания пролетного строения, для решения уравнений установившихся колебаний целесообразно использовать разложение решения по собственным формам. А поскольку пролетные строения галерей, как правило, имеют редкий спектр в области реальных частот динамических нагрузок от конвейеров, то при определении параметров колебаний пролетного строения достаточно учета одного члена разложения, соответствующего собственной форме резонансной частоты.

Характеристическое уравнение для собственных частот, полученное по модифицированному алгоритму Бубнова – Галеркина, имеет вид:

$$\det \left[ \overline{[\omega_p, \omega_q]}_1 - \lambda^2 \overline{[\omega_p, \omega_q]}_2 \right] = 0, \quad (p, q = 1, 2, \dots, n).$$

Погрешности в определении собственных частот пролетного строения, обусловленные неточностью исходных данных и расчетной модели, учитывают введением резонансных зон, границы которых вычисляют по формулам:

$$\lambda_r' = 0,85\lambda_r; \quad \lambda_r'' = 1,15\lambda_r$$

где  $\lambda_r$  – вычисленное значение  $r$ -ной собственной частоты, рад/с;  $\lambda_r'$ ,  $\lambda_r''$  – нижняя и верхняя границы  $r$ -ной резонансной зоны.

Поперечные динамические нагрузки, создаваемые ленточными конвейерами. Основными факторами, определяющими поперечные динамические нагрузки от ленточного конвейера, являются:

- а) дисбаланс вращающихся масс холостых и рабочих роликов;
- б) радиальное биение роликов;
- в) удары по рабочим роликам, возникающие при транспортировании крупнокусковых грузов.

При этом весовая неуравновешенность (дисбаланс) роликов приводит к возникновению инерционных нагрузок от подвижных частей роликоопор, а радиальное биение является причиной поперечных колебаний рабочей и холостой ветвей ленты конвейера, создающих динамические нагрузки от транспортируемого материала и ленты. В некоторых случаях возможны поперечные резонансные колебания холостой ветви ленты конвейера.

Необходимость в проверке прочности и выносливости элементов несущих конструкций при колебаниях возникает, если среднее значение частоты возмущающих нагрузок от рабочих роликоопор попадает в одну из резонансных зон, т. е. при  $\lambda_r' \leq \omega_p \leq \lambda_r''$ . В противном случае проверку можно не выполнять.

Динамические напряжения в элементах несущих конструкций линейно зависят от перемещения пролетного строения, поэтому они, так же как и перемещения, имеют распределение амплитуд напряжений, близкое к закону Релея.

При переходе на облегченные ограждающие конструкции существует большая вероятность возникновения такого явления как резонанс, что и подтвердилось на наших моделях. Явление резонанса может привести если не к аварийной ситуации, то к нарушению технологического процесса. Поэтому основной целью нашей работы является заблаговременное предотвращение дорогостоящих ошибок во время реконструкции.

С помощью вычислительного комплекса SCAD мы создали динамически эквивалентные модели основных типов ферм транспортных галерей (рис. 2). На этих моделях смогли воссоздать работу конвейера и поведения конструкции в целом. Проанализировав полученные экспериментальные данные, были выведены ряд зависимостей которые отображены на графиках (рис. 3, 4, 5).

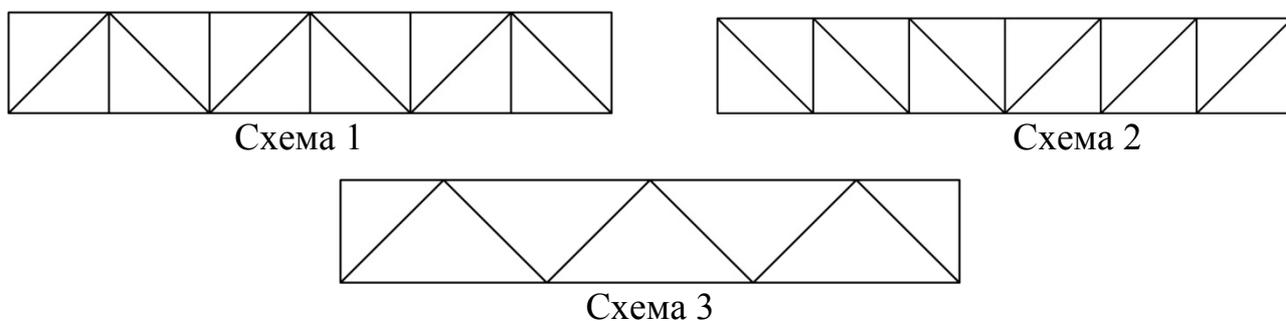


Рис 2. Расчетные схемы ферм

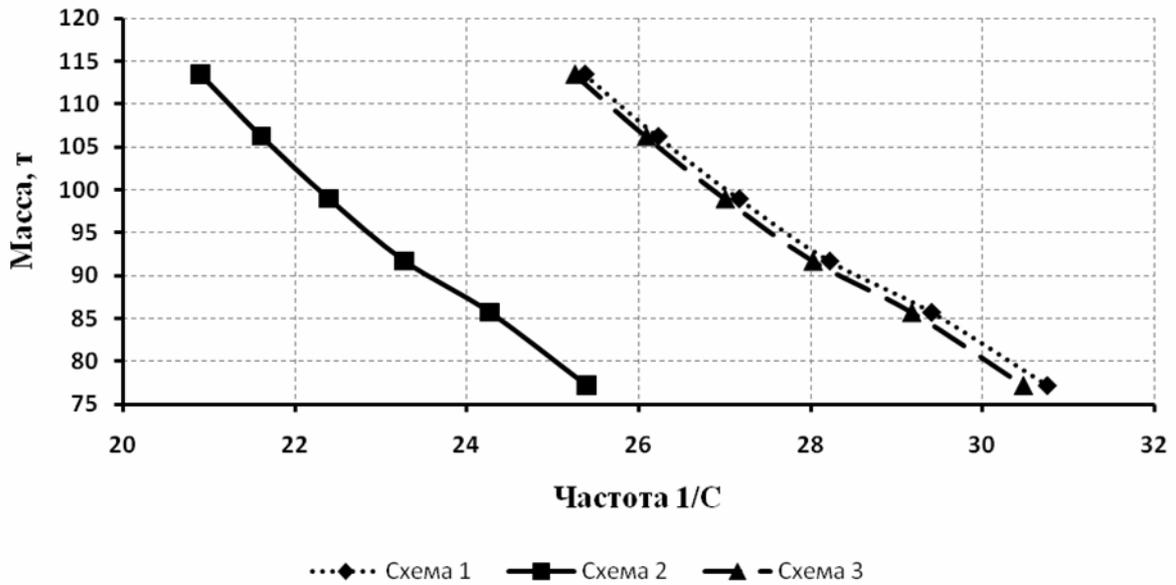


Рис. 3. Зависимость частоты от массы

Как видно из графика рис. 3 с уменьшением массы галереи частота собственных колебаний растет и в конечном итоге частота вынужденных колебаний попадает в зону резонанса. В свою очередь с увеличением собственной частоты колебаний амплитуда перемещений возрастает (рис. 4). Полученные значения амплитуды перемещений значительно превысили предельно допустимые значения (согласно СН 245-71). Таким образом, вибрация ферм может быть опасной для здоровья персонала.

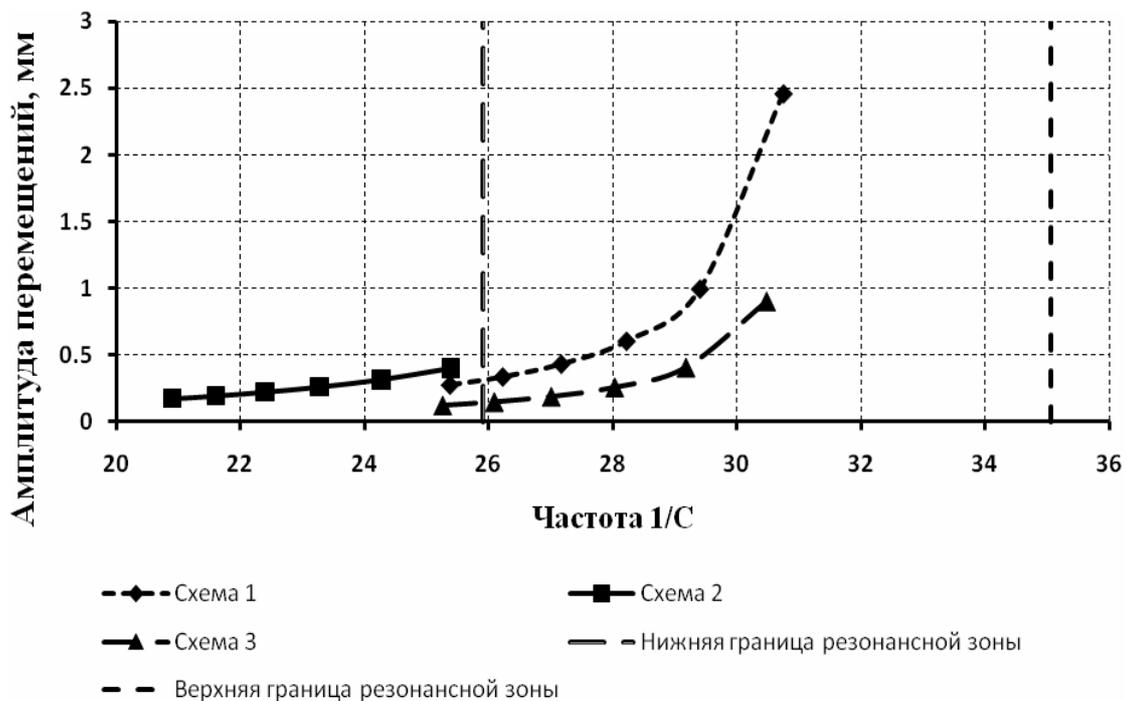


Рис. 4. Зависимость амплитуды от частоты колебаний

Также увеличение частоты колебания приводит к резкому возрастанию усилий (рис.5) в элементах фермы, что может привести к усталости конструкции.

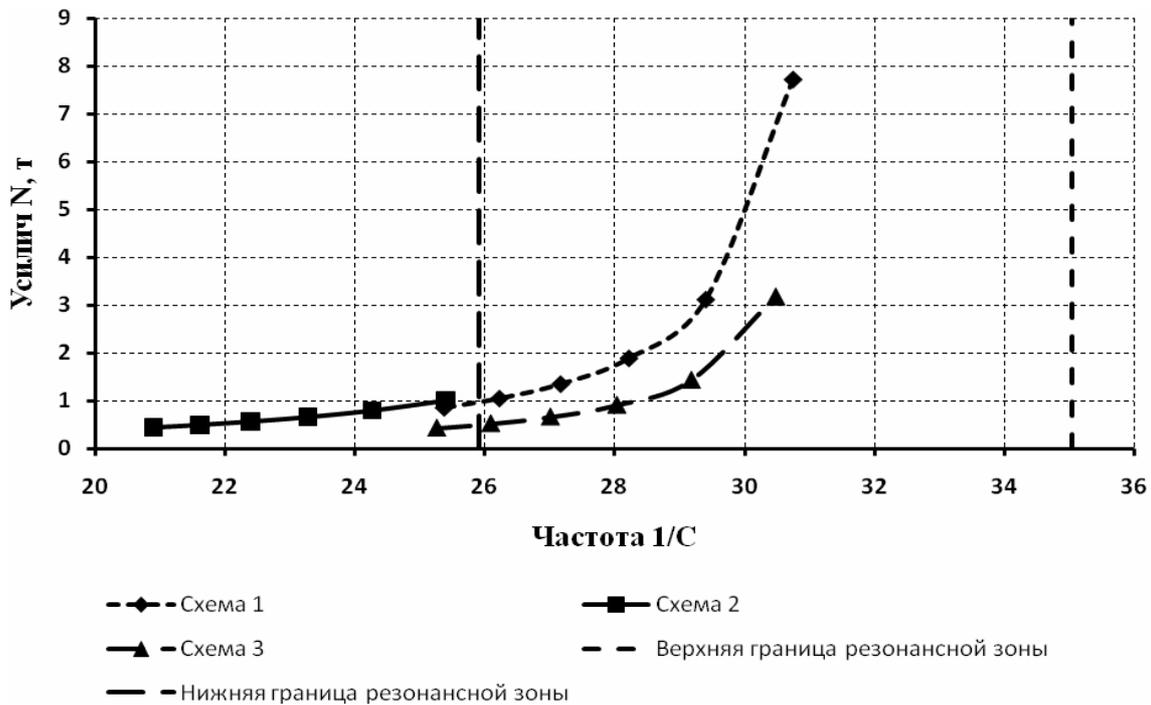


Рис.5. Зависимость усилий от частоты колебаний

Проанализировав представленні залежності, побудовані по результатам проведених досліджень, можна зробити наступні **ВИВоди**:

- При реконструкції об'єктів необхідно проводити вібродинамічне обстеження будівельних конструкцій.
- В перелік робіт по обстеженню повинні входити теоретичні та експериментальні дослідження з складанням динамічних паспортів для наступної оцінки технічного стану конструкцій.
- Доказано, що характерні для промислових будівель джерела динамічного впливу можуть суттєво погіршити експлуатаційні якість таких об'єктів.
- Для спрощення розрахунків і проектування при проведенні реконструкції транспортних галерей поверхності гірних підприємств необхідні внесення корективів в методику розрахунку і проектування. Для цього необхідно подальше проведення теоретичних досліджень і розрахунків власних і вимушених коливань розглянутих конструкцій.

#### Список литературы

1. Справочник проектировщика "Динамический расчет сооружений на специальные воздействия" Под ред. Б.Г.Коренева, И.М.Рабиновича М.: Стройиздат. 1981. 215с.
2. Аронов Р. И. Испытание сооружений. М. Изд. Высшая школа, 1974. 187 с.
3. СН 245-71 Санитарные нормы проектирования промышленных предприятий.
4. СНиП 2.01.07-85 Нагрузки и воздействия. Вертикальные предельные прогибы.
5. Руководство по проектированию транспортерных галерей / Ленингр. Промстройпроект Госстроя СССР. – М.: Стройиздат, 1979. – 104 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 15.03.10*

## НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОЕ СОСТОЯНИЕ ПОРОД В НАДРАБОТАННОМ ПОРОДНОМ МАССИВЕ

Сравнением двух конечно-элементных методов обоснована методика объемного моделирования напряженно-деформированного состояния породного массива вокруг выработанного очистными работами пространства. Продемонстрирована изменчивость условий сооружения выработок в надработанном породном массиве.

Порівнянням двох кінцево-елементних методів обґрунтована методика об'ємного моделювання пружно-деформованого стану породного масиву навколо виробленого очисними роботами простору. Продемонстрована мінливість умов спорудження виробок у надробленому породному масиві.

The algorithm of 3D modelling of stress-strain a rock massif round a coal face is proved by comparison of two FE-methods. Variability of conditions is shown at building of mine workings in a rock massif at an overworking.

**Проблема и ее связь с практическими задачами.** Надработка породных массивов и выработок является наиболее часто встречающимся видом геомеханического воздействия очистных работ при нисходящем порядке разработки сближенных угольных пластов. При первоначальной отработке верхнего пласта, т.е. при надработке, породный массив в месте залегания нижнего пласта подвергается сложному процессу последовательного нагружения и разгрузки, в результате чего породы изменяют свое исходное напряженно-деформированное состояние и физико-механические свойства: уплотняются в зонах опорного давления и разрыхляются в зонах разгрузки. Поэтому при ведении очистных работ и проведении подготовительных выработок по надработанному массиву выбор технологических параметров может быть аргументировано обоснован лишь с учетом изменения напряженно-деформированного состояния пород в конкретной горно-геологической обстановке.

**Анализ исследований и публикаций.** Вследствие сложности задачи аналитические решения, основанные на методах механики сплошной среды, по определению напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистных выработок не многочисленны [1 и др.]. Имеющиеся решения дают приближенные результаты, так как они основаны на ряде идеализаций при постановке задачи, что ограничивает область их практического использования.

Существующие нормативные документы [2] по прогнозированию смещений породного контура выработок и определению параметров их охраны, основанные на большом объеме шахтных инструментальных наблюдений в надработываемых выработках, не содержат сведений о напряженно-деформированном состоянии пород, а лишь дают обобщенные эмпирические зависимости по определению размеров зон влияния опорного давления и разгрузки.

Для решения практических вопросов обеспечения устойчивости выработок и управления горным давлением необходимо иметь оперативную информацию о распределении напряжений и перемещений пород вокруг выработки. В этих

случаях весьма эффективным является применение численных методов механики сплошной среды, в частности, метода конечных элементов (МКЭ) [3]. Так, например, МКЭ применяют при изучении напряженно-деформированного состояния пород вокруг очистной выработки [4]. Этот метод позволяет поэтапно решать объемную задачу об устойчивости выработки при ее проведении [5]. В зарубежной практике МКЭ и измеренные смещения породного контура выработки используются не только для оценивания устойчивости породных обнажений [6], но и определения начального напряженного состояния массива путем решения обратной задачи [7].

**Постановка задачи.** Основной задачей настоящей работы являлась исследование напряженно-деформированного состояния породного массива вокруг выработанного пространства методом конечных элементов для оценки влияния надработки на устойчивость выработок, проводимых в изменчивых горно-геологических условиях. Решение общей задачи состояло из двух этапов. На первом этапе путем решения пространственной задачи оценивалось влияние очистных работ по вышележащему сближенному пласту на напряженное состояние породного массива в месте проведения выработок. На втором этапе моделировалось последовательное проведение выработки в заранее надработанном массиве, причем загрузка модели осуществлялась путем задания по периферии расчетной области перемещений, полученных из расчета более крупного фрагмента массива с очистной выработкой.

**Представление основного материала исследования.** Моделирование напряженно-деформированного состояния породного массива проведено для условий отработки сближенных пластов  $k_3^e$  и  $k_3^H$  на шахте «Перевальская» с целью установления изменчивости условий проведения четвертого западного бремсберга. Данная выработка предназначена для подготовки выемочного столба, обрабатываемого по восстанию. Бремсберг проводится под углом наклона  $10^\circ$  сверху вниз с горизонта 390 м на горизонт 492 м по пласту  $k_3^H$ , предварительно надработанному очистными работами по пласту  $k_3^e$ , с прямоугольной формой поперечного сечения и нижней подрывкой пород. Выработку предполагается использовать вначале в качестве конвейерной, а затем – вентиляционной, поэтому она, кроме сложных условий проведения, будет еще дважды подвергаться воздействию очистных работ по собственному пласту.

Решение задачи о напряженно-деформированном состоянии надработанного породного массива, в котором проводится выработка, производилось с использованием программного комплекса ЛИРА (ПК ЛИРА) [8], реализующего численное моделирование методом конечных элементов [3]. Структура и размеры большей пространственной модели породного массива (рис.1) устанавливались из условия, чтобы изменения напряжений и деформаций, вызванные ным пространством по пласту  $k_3^e$ , затухали к границе расчетного фрагмента, а размеры меньшей пространственной модели приняты такими, чтобы силы и перемещения, задаваемые по периферии расчетной области, соответствовали напряженному состоянию массива, вмещающему сближенные угольные пласты  $k_3^e$  и  $k_3^H$ , после выемки пласта  $k_3^e$ .

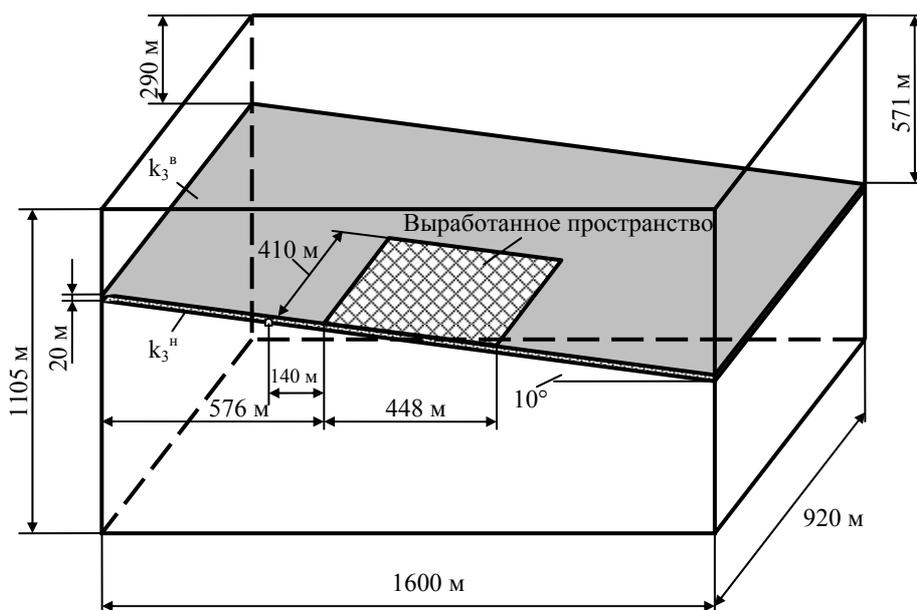


Рис. 1. Схема пространственной модели породного массива выработан

Воспроизведение массива пород при решении задачи осуществлялось с использованием двух расчетных моделей, реализующих обычный и суперэлементный подходы [8]. Первая модель состояла из 8215 универсальных пространственных восьмиузловых изопараметрических конечных элементов (тип 36), предназначенных для прочностного расчета континуальных объектов и массивных пространственных конструкций. Угольные пласты имитировались двумя наклонными слоями конечных элементов (толщиной 1 м) с расстоянием по вертикали между ними 20 м и углом наклона  $10^\circ$ . Для всех КЭ задавался коэффициент Пуассона  $\nu = 0,3$ . Модуль Юнга для КЭ, имитирующих верхний (вынимаемый) угольный пласт, принят равным  $E = 4,6 \times 10^5$  тс/м<sup>2</sup>. Для остальных КЭ задавался модуль Юнга  $E = 3 \times 10^6$  тс/м<sup>2</sup>. Ко всем конечным элементам модели прикладывалась равномерно распределенная нагрузка от собственного веса пород, величиной 2,7 тс/м<sup>3</sup>. Задача решалась в упругой постановке.

Во второй расчетной модели был реализован суперэлементный подход, заключающийся в решении пространственной задачи в упрощенном виде на вертикальных плоских фрагментах массива. Такой подход в работе [5] называется псевдопространственным. С его помощью существенно сокращается продолжительность расчета, так как можно проделать все вычисления для одного из суперэлементов и полученные результаты использовать для остальных элементов этого же типа. Модель состояла из пятидесяти суперэлементов, ориентированных в вертикальной плоскости и имеющих толщину 1 м. Ширина каждого суперэлемента составляла 32 м, высота – 766 м. Суперэлементы состояли из универсальных пространственных изопараметрических восьмиузловых (тип 36) КЭ и шестиузловых (тип 34) КЭ. В верхней и нижней частях суперэлементов размеры КЭ составляли  $32 \times 32 \times 1$  м с постепенным сгущением сети КЭ к середине модели. Средняя область суперэлемента, разбитая на КЭ размером  $1 \times 1 \times 1$  м, имела высоту 94 м и включала слои, имитирующие угольные пласты,

вмещающие их породы и породы междупластья. В целом расчетная модель была представлена 160202 КЭ. Коэффициент Пуассона в супер-элементной модели для всех КЭ также принят равным  $\nu = 0,3$ . Модуль Юнга для КЭ, относящихся к обоим угольным пластам, принят равным  $E = 4,6 \times 10^5$  тс/м<sup>2</sup>, а для остальных КЭ –  $E = 3 \times 10^6$  тс/м<sup>2</sup>. Выработанное пространство имитировалось последовательным удалением КЭ в угольном слое.

Выполненные расчеты напряженно-деформированного состояния породного массива в области выработанного пространства при обычном и суперэлементном подходах дали близкие, а в областях, удаленных от мест концентрации напряжений, практически идентичные результаты. Однако при обычном подходе напряжения в зонах опорного давления имеют меньшее значение коэффициента концентрации. В целом же поле распределения напряжений в обычной КЭ модели более детально характеризует особенности напряженно-деформированного состояния пород в наработанной толще (рис.2 и рис.3), где можно выделить три характерные зоны: сжатия, разгрузки и уплотнения пород.

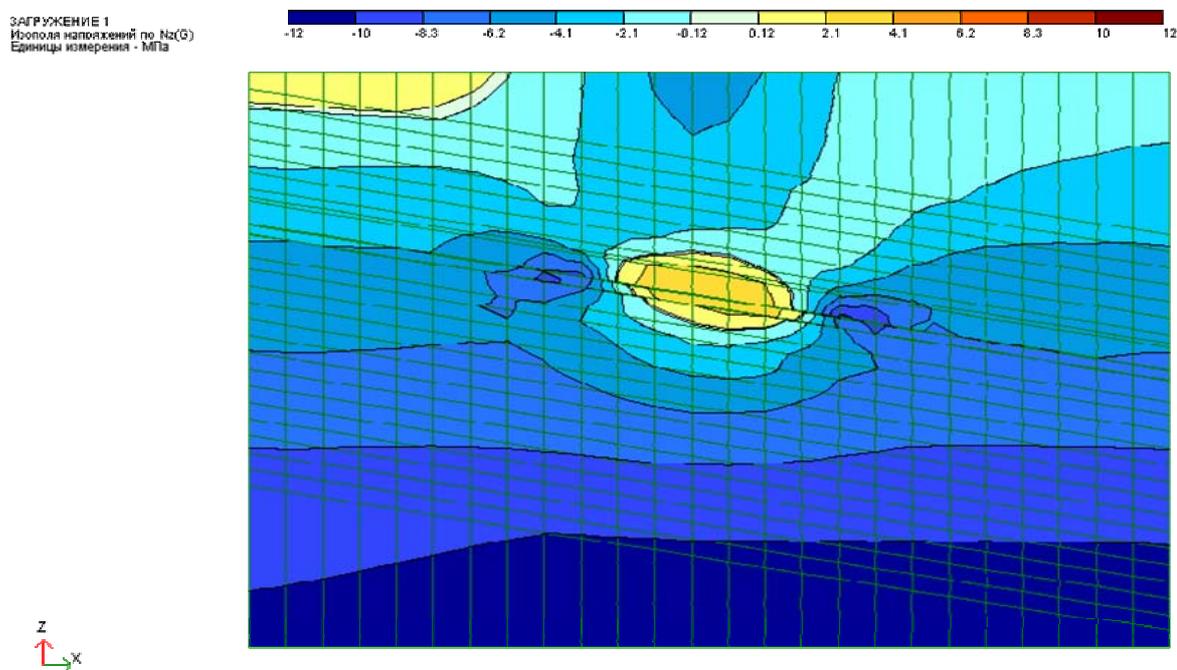


Рис. 2. Картина распределения напряжений  $N_z$  вокруг выработанного пространства в вертикальной плоскости, полученная при расчете на обычной КЭ-модели

Под влиянием опорного давления вблизи кромки разрабатываемого пласта происходит сжатие пород, причем максимальное значение коэффициента концентрации напряжений в этой зоне для обычной задачи равно  $k_\sigma=2,9$  со стороны падения и  $k_\sigma=1,6$  со стороны восстания, а для суперэлементной задачи соответственно  $k_\sigma=4,25$  и  $k_\sigma=2,8$ . Зона опорного давления распространяется на расстояние свыше 150 м, а пик вертикальных напряжений находится от кромки пласта на расстоянии 30 м.

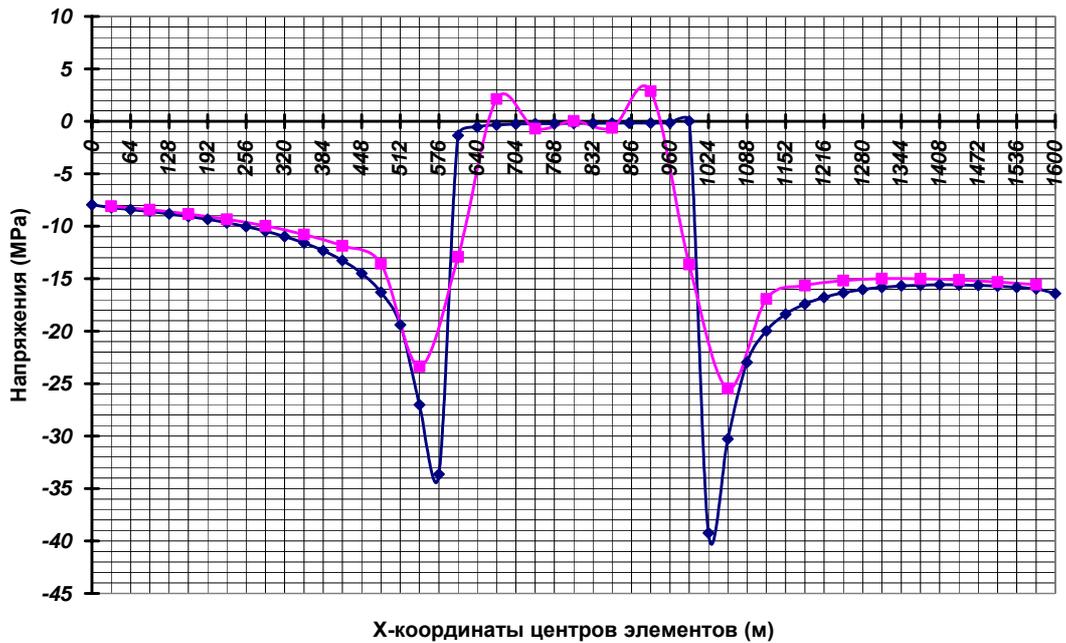


Рис. 3. Вертикальные напряжения  $N_z$  в месте проведения выработки, полученные при решении обычной (1) и суперэлементной (2) задач

В зоне уплотнения в результате прогиба пород кровли на расстоянии свыше 60 м от кромки пласта кровля входит в контакт с почвой, поэтому вертикальные напряжения в междупластье становятся сжимающими, а их величина существенно ниже, чем в ненарушенном породном массиве. Следовательно, под действием веса вышележащих пород в этой зоне будет происходить медленное уплотнение надработанной толщи, которая остается загруженной в основном горизонтальными напряжениями.

**Выводы.** В результате первого этапа моделирования установлено, что наработка породного массива приводит к изменению напряженно-деформированного состояния пород междупластья. Вдоль трассы 4-го западного бремсберга напряжения не только возрастают в результате увеличения глубины, но и постоянно изменяются как по величине, так и по направлению из-за влияния очистных работ по пласту  $k_3^6$ . Поэтому условия сооружения бремсберга являются нестационарными, что предполагает дифференцированный выбор типа и параметров крепи в каждой из специфических зон, характеризующимися квазистационарными условиями.

Численное объемное моделирование методом конечных элементов позволяет исследовать напряженно-деформированное состояние пород вокруг очистной выработки. Если мощность разрабатываемого пласта невелика, то перемещения пород кровли, обусловленные упругим деформированием, могут оказаться достаточными для взаимодействия почвы и кровли пласта в выработанном пространстве, что обеспечивает подобие процессу деформирования пород с плавным опусканием кровли и с высокой достоверностью воспроизводит напряженно-деформированное состояние пород почвы пласта в зоне наработки.

#### Список литературы

1. Литвинский Г.Г. Закономерности изменения напряженного состояния при ведении очистных работ / Г.Г. Литвинский // Сб. науч. трудов: Строительство шахт, механика и разрушение горных пород. – Алчевск: ДГМИ, 1996. – С.71-80.
2. Указания по рациональному расположению, охране и поддержанию горных выработок на угольных шахтах СССР / Минуглепром СССР – Л.: ВНИМИ, 1986. – 222с.
3. Фадеев А.Б. Метод конечных элементов в геомеханике /А.Б. Фадеев – М.: Недра, 1987. – 221с.
4. Комиссаров С.Н. Управление массивом горных пород вокруг очистных выработок / С.Н. Комиссаров. – М.: Недра, 1983– 237с.
5. Виттке В. Механика скальных пород: пер. с нем. / В. Виттке. –М.: Недра, 1990. – 439с.
6. Yang L. Sterling R.L. Back analysis of rock tunnel using boundry element method / I. Geotechn. Eng. – 1989. – 115, № 8. – pp. 1163-1169.
7. Hisatake M. Assessmet of tunnel face stability bu back analysis / Field Meas. Geomech: Proc. 2and Int Sym., Kobe, 6-9Apr. 1987. Rotterdam, Brookfield, 1988. – pp. 1217-1224.
8. Лантух-Лященко А.И. Лира. Программный комплекс для расчета и проектирования конструкций: учеб. пособие / А.И. Лантух-Лященко – К. – М.: 2002. – 312с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 11.03.10*

УДК 622.235

© В.Г. Кравец, В.В. Вапничная, А.В. Францишко

### **ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ПАРАМЕТРЫ ВЗРЫВНОГО ОБРУШЕНИЯ ГРУНТА ПРИ СОЗДАНИИ ВЗРЫВОМ КОМПЕНСИРУЮЩИХ ЩЕЛЕЙ**

Рассмотрены особенности взрывной технологии создания компенсирующих вертикальных щелей для предупреждения деформаций поверхностных слоев грунта под влиянием подземных горных работ

Розглянуті особливості вибухової технології створення компенсуючих вертикальних щілин для попередження деформацій поверхневих шарів ґрунту під впливом підземних гірських робіт

The features of explosive technology of compensating vertical cracks creation are considered for forestalling deformations of superficial layers of soil under influence of mining operations

**Введение.** Взрывные технологии получения инженерных сооружений - вертикальных щелей типа "стена в грунте" - универсальные, технологичные и высокопродуктивные, поэтому их можно рекомендовать как приоритетные везде, где для этого имеются соответствующие грунтовые условия и достаточное расстояние от поверхностных зданий и сооружений по фактору сейсмоопасности при исполнении взрывных работ.

Сущность технологии состоит в бурении серии скважин на проектную глубину и на определенном расстоянии друг от друга, что обеспечивает достижение заданного результата – сплошного профиля либо прерывистой щели постоянного или переменного сечения (рис. 1).

Взрыванием удлиненных скважинных зарядов получают серию полостей, образованных взрывом каждого удлиненного заряда. При соответствующем расположении скважин эти полости могут соприкасаться или пересекаться, образуя щель разной конфигурации в плане.

**Постановка цели.** Задача сводится к расчету заряда в скважине, необходимого для получения полости нужного диаметра, и расстояния между зарядами. Расстояние между зарядами и соответственно между полостями в ряду выбирается с учетом грунтовых условий. Поскольку при взрывании зарядов в неустойчивых грунтах велика вероятность обрушения стенок взрывной полости, особенно при взаимодействии нескольких зарядов в серии, необходимо выполнять взрывы зарядов в окружении специальных растворов. Эти растворы на основе тонкодисперсной глины (например, бентонита) должны размещаться в скважинах увеличенного диаметра и в дальнейшем, в процессе эксплуатации вертикальной щели, выполнять роль компенсатора деформаций поверхности. При получении взрывом вертикальной щели выполняются следующие операции: определение физико-механических характеристик грунтов в районе проведения работ; бурение скважин; заполнение скважин глинистым раствором; зарядание скважин; коммутация взрывной сети и взрывание; дополнительное размещение раствора в полученной щели.

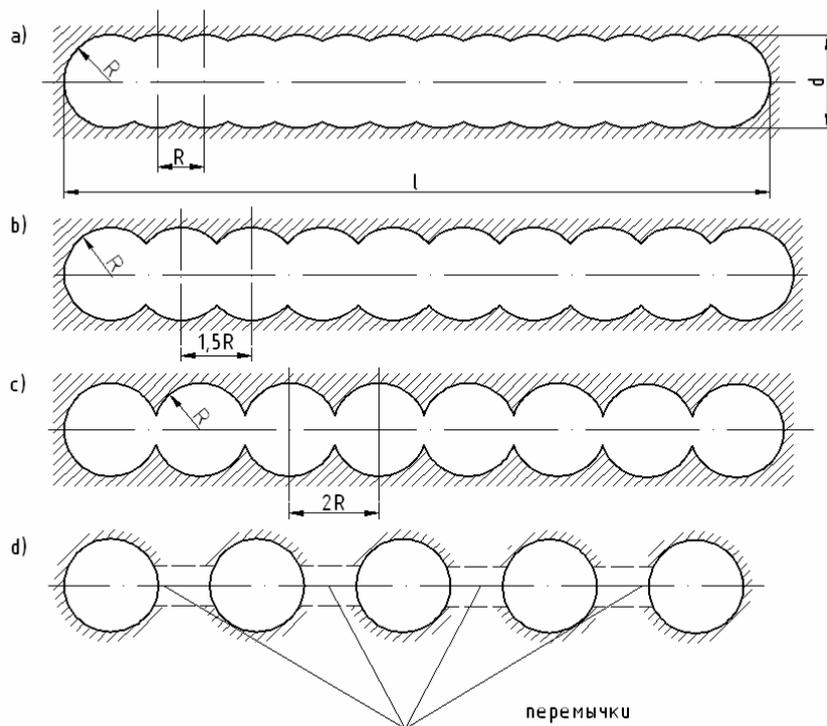


Рис. 1. Варианты формирования компенсационной щели

**Изложение основного материала.** В процессе формирования сооружений типа “стена в грунте” путем взрывного обрушения с перемешиванием глинистой суспензии и обрушенного грунта основную роль играет количество глинистого раствора с соответствующими примесями и водой, который находится во взрывной полости на момент взрыва. Это количество должно отвечать объему грунта, который обваливается в газовую полость во время взрыва, с некоторой

поправкой на избыточное обрушение. На практике допускается, что после взрывного обрушения устьевая часть образованной при этом полости на 0,15 ее длины  $H$  не будет заполнена суспензией. Учитывая это, можно определить диаметр концентрической области вокруг буровой скважины, в пределах которой объем грунта будет отвечать объему залитой в буровую скважину глинистой суспензии.

Считается, что для обеспечения защиты поверхностных объектов от местных деформаций грунтового массива достаточно, чтобы компенсационная щель распространялась на глубину 8-10 м, соответственно принимается глубина взрывных скважин. При этом с учетом действия продуктов детонации глубина взрывной полости будет несколько больше (на 0,5 - 0,7 м).

Следует учитывать, что буровая скважина заполняется не больше, чем на 0,95 глубины  $H$  с тем, чтобы устьевая незаполненная ее часть оказывала содействие колебательным движениям суспензии во время взрыва заряда:

$$V_c = 0,95\pi r_c^2 H, \quad (1)$$

где  $V_c$  – объем буровой скважины,  $r_c$  – радиус буровой скважины. Объем минеральной фазы грунта, который обваливается взрывом во взрывную полость, с учетом условия, что по высоте колонка грунта составит  $0,85H$ , равняется:

$$V_{zp} = \pi(R_{zp}^2 - r_c^2)(1 - n)0,85H, \quad (2)$$

где  $R_{zp}$  – радиус обрушенной зоны грунта,  $n$  – пористость грунта, которую следует учитывать при расчете объема, поскольку в смешивании с суспензией принимает участие лишь минеральная фаза.

Для получения смеси грунта и глинистой суспензии с необходимыми инженерными характеристиками объемы глинистой суспензии и минеральной фазы грунта берутся в пропорции:

$$V_{zp} = V_c$$

Или

$$\pi(R_{zp}^2 - r_c^2)(1 - n)0,85H = 0,95\pi r_c^2 H. \quad (3)$$

После преобразований получим:

$$R_{zp} = r_c \sqrt{\frac{1,12}{1 - n} + 1}. \quad (4)$$

При  $n = 0,45$ , что характерно для высокопористых грунтов верхних горизонтов в естественном состоянии,

$$R_{zp} = 1,75r_c, \quad (5)$$

т.е. радиус полости, полученной вследствие обрушения взрывом, должен составлять 1,75 радиуса буровой скважины, заполненной глинистой суспензией.

Объем, ограниченный радиусом  $R_{zp}$ , не является объемом взрывной полости. Под взрывной полостью понимают объем, образованный расширением взрывных газов. В нашем случае объем полости – это объем взрывной газовой полости плюс объем минеральной фазы обрушенного грунта. Есть известные в литературе данные [1] о наличии зоны максимального уплотнения на контакте с газовой полостью, где пористость грунта практически ликвидируется. Соответственно, для определения объема газовой полости необходимо из объема полости радиусом  $R_{zp}$  вычесть объем минеральной фазы, обрушенной в полость. Выполним эти подсчеты для 1 погонного метра заряда:

$$\left(\pi R_{zp}^2 - \pi r_n^2\right)(1 - n) = \pi r_c^2, \quad (6)$$

где  $r_n$  - радиус газовой пустоты.

С учетом  $R_{zp} = 1,75r_c$  и  $n = 0,45$

$$r_n = 1,24r_c. \quad (7)$$

Радиус газовой полости связан с линейной массой заряда  $C_n$  соотношением:

$$r_n = K_{np} \sqrt{C_n} \quad (8)$$

Откуда

$$C_n = \left(\frac{r_n}{K_{np}}\right)^2 = 1,54 \left(\frac{r_c}{K_{np}}\right)^2, \quad (9)$$

где  $K_{np}$  – грунтовый коэффициент, который характеризует простреливаемость конкретного грунта. Для обводненных суглинистых грунтов  $K_{np}$  принимают равным 0,25, тогда:

$$C_n \cong 25r_c^2, \quad (10)$$

Технология предусматривает рассредоточение заряда по глубине буровой скважины в виде гирлянды сосредоточенных зарядов (рис.2).

Практика показывает, что гирлянда сосредоточенных зарядов должна быть эквивалентна по массе расчетному линейному заряду. Линейный заряд рассредоточивается таким образом, чтобы расстояние между сосредоточенными зарядами равнялось 1 м. При этом масса сосредоточенного заряда равняется массе 1 м линейного заряда:

$$Q_z = C_n. \quad (11)$$

При таком способе конструирования сети зарядов достигается заметный эффект обрушения и смешивания пульпы с грунтом.

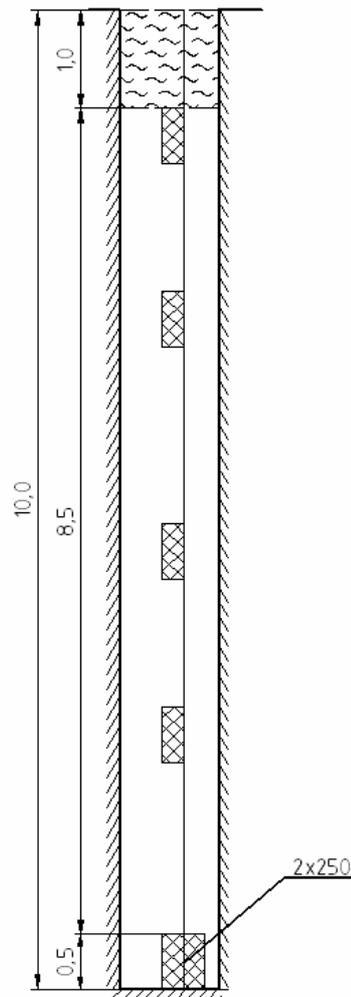


Рис. 2. Общий вид щели сверху при взрыве сближенных вертикальных зарядов (перемычка между полостями сохраняется у поверхности на глубину размещения забойки - 0,3 - 0,4 м)

Расстояние между буровыми скважинами должно обеспечивать создание сплошной квазиплоской щели, т.е. отдельные полости обрушения должны сливаться (рис. 3).

Для получения относительно равномерного по сечению экрана расстояние  $a$  между осями зарядных полостей равняется [1]:

$$a = 2r_n \left( \frac{2}{2^{\mu+1}} - 1 \right)^{1/2}, \quad (12)$$

где  $a$  - коэффициент, который характеризует степень затухания напряжений с расстоянием и зависит от симметрии заряда и свойств грунта. Для систем сосредоточенных зарядов, которые имитируют удлиненный заряд, в водонасыщенном грунте

$$a \cong 2r_n. \quad (13)$$

Гирлянда сосредоточенных зарядов в буровой скважине соединяется детонирующим шнуром, который обеспечивает безопасное соединение и одновременное подрывание гирлянды.

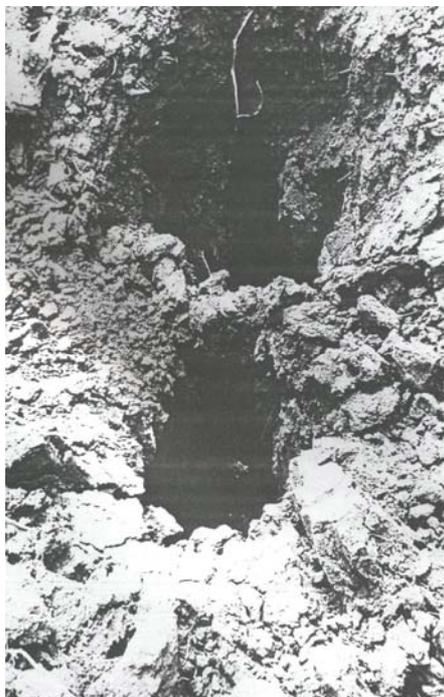


Рис. 3. Общий вид взрывной щели сверху

Основные параметры технологии, рассчитанные по приведенным формулам, представлены в табл. 1.

Таблица 1

Параметры технологии взрывного обрушения

Диаметр скважины $d_c$ , м	Ширина экрана, м	Масса линейного заряда $C_{л}$ , кг/м	Расстояние между зарядами $a$ , м	Затрата ВВ на буровую скважину, кг при $H$ , м			Затраты суспензии на буровую скважину, кг при $H$ , м		
				10	15	20	10	15	20
0,20	0,35	0,25	0,4	2,5	3,7	5,0	100	160	200
0,25	0,44	0,40	0,5	4,0	6,0	8,0	160	250	350
0,30	0,53	0,56	0,6	5,6	8,4	11,2	200	300	450
0,35	0,61	0,77	0,7	7,7	11,5	15,4	300	480	650
0,40	0,70	1,0	0,8	10,0	15,0	20,0	400	660	880

В технологии со взрывным обрушением количество водоотдачи может быть большим. Это не повлияет на результат и даже повышает эффективность метода за счет меньшей затраты глины и большей затраты воды.

Следует учитывать, что при взрыве в грунт проникает не вода, а глинистый раствор с добавлением веществ, которые имеют высокую активность. После взрыва зарядов происходит перемешивание глинистого раствора и смоченного водным раствором грунта в пределах зоны обрушения.

Количество глины на  $1 \text{ м}^3$  глинистой суспензии заданной плотности определяется формулой:

$$C_s = \frac{\rho_z(\rho_c - \rho_B)}{\rho_c - \rho_B}, \quad (14)$$

где  $\rho_z$  – плотность глины,  $\text{т/м}^3$ ,  $\rho_c$  – плотность суспензии  $\text{т/м}^3$ ,  $\rho_B$  – плотность воды,  $\text{т/м}^3$ .

При плотности глины  $\rho_z = 2,0 \text{ т/м}^3$ ,  $\rho_c = 1,2 \text{ т/м}^3$ ,  $C_s = 0,40 \text{ т/м}^3$ .

Используя эти данные, можно оценить экономическую целесообразность использования метода со взрывным обрушением.

Добавление в суспензию гидрофобных материалов значительно улучшает показатели физико-механических свойств глинистой суспензии и увеличивает ее стойкость во времени. Так, например, гидрофобные примеси битумов III-V марок, растворенные в бензоле и добавленные в суспензию, разрешают уменьшить водопоглощение окружающим грунтом до 0,5...1 % при 15 циклах замораживания-оттаивания. Этого достаточно для долговечности компенсирующего экрана.

При производстве взрывных работ вблизи ответственных сооружений требуется оценить степень опасности по действию сейсмической волны. При камуфлетных взрывах удлиненных зарядов расчет сейсмически безопасного расстояния может быть выполнен согласно формуле:

$$R_{без} = 23\sqrt[3]{Q_{вв}} \cdot H_0^{0,42} \cdot V_{кр}^{-0,7}, \quad (15)$$

где  $H_0$  – относительная глубина заложения центра удлиненного заряда, равная

$$H_0 = \frac{H}{\sqrt[3]{Q_{вв}}}, \quad V_{кр} = 2 \text{ см/с} - \text{допустимая массовая скорость колебаний.}$$

**Выводы.** Согласно приведенной формуле (8) при общей массе заряда 10 кг и длине заряда 10 м безопасное расстояние составит 43 м. Если необходимо разместить компенсационную щель ближе к объекту, следует, либо уменьшить линейную массу заряда, либо взрывать удлиненный заряд частями - последовательно верхнюю и нижнюю части.

#### Список литературы

1. Кравец В.Г. Использование энергии взрыва в мелиоративном строительстве / В.Г. Кравец, И.А. Лучко, А.В. Михалюк. – М. : Недра, 1987. – 208 с.
2. Аверьянов С. Ф. О водопроницаемости почвогрунтов при неполном их насыщении / С. Ф. Аверьянов // Инженерный сборник. – 1953. – Т.7. – С.52–63.
3. Бондаренко Н. Ф. Физика движения подземных вод / Н. Ф. Бондаренко. – Л.: Гидрометеопиздат, 1973. – 285 с.
4. Бэр Я. Физико-математические основы фильтрации воды / Я. Бэр, Д. Заславский, С. Ирмей. – М. : Мир, 1971. – 452 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Росенком А.М.  
Надійшла до редакції 16.04.10*

## РАЗРАБОТКА СПОСОБА ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ НАКЛОННОЙ ВЫРАБОТКИ В УСЛОВИЯХ ШАХТЫ ИМ. В.М. БАЖАНОВА

Представлены результаты комплекса исследований, проводимых с целью разработки способа обеспечения устойчивости вентиляционной магистрали пласта  $m_3$  гор. 1100 м шахты им. В.М. Бажанова.

Наведені результати комплексу досліджень, що проводяться з метою розробки способу забезпечення стійкості вентиляційної магістралі пласта  $m_3$  гор. 1100 м шахти ім. В.М. Бажанова.

The results of complex researches, conducted with the purpose of development of method to ensure the sustainability of the ventilation magistral working to coal bed  $m_3$  level 1100 m of the mine V.M. Bazhanov is presented.

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

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

Опыт ведения горных работ на шахте им. В.М. Бажанова показывает, что применение мер охраны и поддержания капитальных выработок не снимает задачи обеспечения их устойчивости: наблюдается пучение пород почвы, деформации крепи. Это требует проведения неоднократных подрывок вспученных пород, ремонтов деформированных элементов крепи с использованием на этих работах значительных людских, материальных и финансовых ресурсов.

Разработка и применение любых мероприятий по обеспечению эксплуатационного состояния выработок и их сопряжений должны основываться на фактических данных о состоянии объектов и на адекватных моделях процессов, происходящих в их окрестности в породном массиве. Причем, чем более разнообразные данные используются для анализа, тем точнее будет выбор соответствующих мероприятий по обеспечению устойчивости объектов.

Наиболее полные данные о состоянии объекта могут быть получены при натуральных наблюдениях непосредственно в шахте. Полученная при этом информация, с одной стороны, является исходной для разработки моделей объекта и явлений, в нем происходящих, а с другой стороны, служат критерием правильности разработанных теорий и результатов моделирования. Однако, проведение широкомасштабных натуральных наблюдений сопряжено как правило со значительными трудностями различного характера.

Одним из методов исследования сложноструктурных объектов в геомеханике является физическое моделирование различных процессов горного производства в лабораторных условиях, где на искусственных моделях воспроизводится процесс деформирования породного массива по мере создания в нем искусственных полостей. Одним из таких методов является метод моделирования на эквивалентных материалах [1].

С целью разработки способа обеспечения устойчивости капитальной наклонной выработки в условиях шахты им. В.М. Бажанова был проведен комплекс исследований, включающий натурные наблюдения за развитием геомеханических процессов с целью сравнения их проявления в двух выработках, расположенных в сходных условиях, и моделирование на эквивалентных материалах с целью замещения сложного дорогостоящего натурального эксперимента.

**Состояние вопроса.** Наблюдения проводились в двух выработках – Центральном вспомогательном уклоне (ЦВУ) и в Центральной вентиляционной магистрали (ЦВМ). Интерес эти выработки представляют в первую очередь тем, что эксплуатируясь в очень похожих условиях (заложены в поле отработанной 2-й центральной лавы гор. 1100 м), по опыту эксплуатации имеют различную устойчивость. Первичные данные о проявлениях геомеханических процессов, наблюдаемых на замерных станциях ЦВУ в течение первого месяца наблюдений, представлены в [2]. При этом основной интерес представляет состояние Центральной вентиляционной магистрали (ЦВМ), призванной обеспечить нормальное проветривание в уклонном поле шахты и испытывающей деструктивное воздействие горного давления.

**Целью настоящей статьи** является изложение материалов натурных исследований и моделирования на эквивалентных материалах геомеханической ситуации в Центральной вентиляционной выработке пл.  $m_3$  гор. 1100 м шахты им. В.М. Бажанова.

**Основной материал и результаты исследований.** Замерные станции были развернуты в ЦВМ и ЦВУ гор. 1100 м уклонного поля (рис. 1).

Для проведения наблюдений в выработках оборудовались замерные станции, по три на каждую выработку. Каждая такая станция состояла из трех замерных пунктов, установленных в выработке на расстоянии друг от друга, равном 4,0-4,2 м. В свою очередь, каждый замерный пункт представлял собой совокупность четырех комплектов реперов, разнесенных в пространстве на шаг установки двух рам крепи, т.е. 1,4 м. Таким образом, длина одного замерного пункта – 4,2 м; длина замерной станции, с учетом расстояний между замерными пунктами – 20,0-21,0 м, т.е. один пикет. Измерения на замерных станциях производились на контурных реперах. На каждом замерном пункте устанавливалось по три репера – один в кровле по вертикальной оси выработки и два в боках, на высоте 1,0 м от ее почвы. Для измерений использовались рулетка и легкий строительный уровень длиной 1,5 м, с помощью которого контролировалось положение условного горизонта и направления измерений относительно него. Изменение высоты выработки контролировалось по трем показателям – общей вертикальной конвергенции  $H$ , высоте от кровли до замерного горизонта  $H_k$  и высоте от почвы до замерного горизонта  $H_n$ . Измерения выполнялись вдоль отвеса, весящего вертикально.

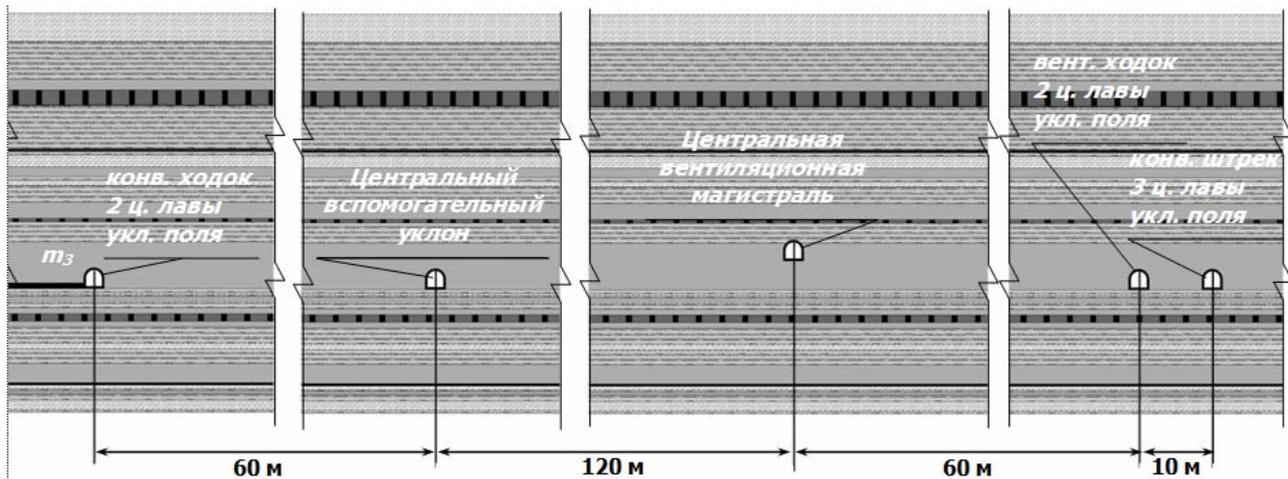


Рис. 1. Схема расположения объектов исследований в пространстве относительно почвы пласта  $m_3$

В качестве итогового значения контролируемых величин по каждой замерной станции принимались средние значения из измеренных по трем замерным пунктам. Наблюдения велись в течение шести месяцев, частота замеров – один раз в неделю.

Результаты натурных измерений на контурных замерных станциях в Центральном вспомогательном уклоне и Центральной вентиляционной магистрали представлены на графиках на рис. 2 и 3.

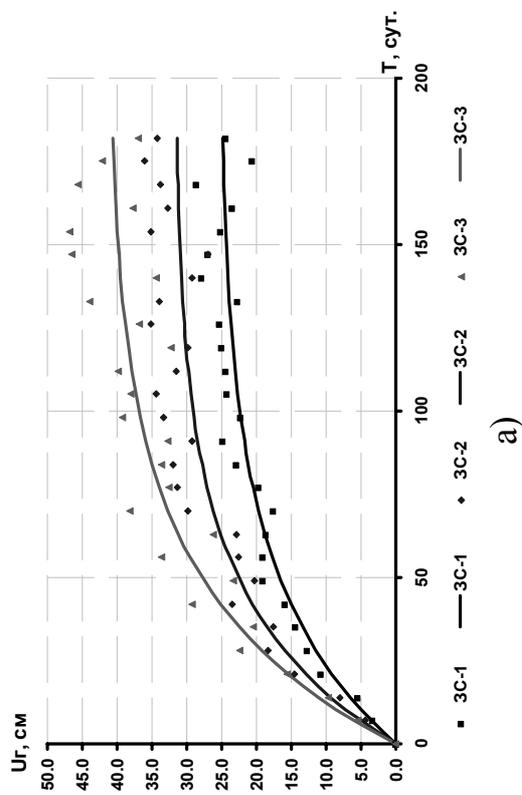
Анализ представленных графиков показывает следующее. В целом развитие смещений в ЦВУ, как горизонтальных, так и вертикальных, имеет тенденцию к стабилизации примерно после 80-120 суток наблюдений (см. рис. 2). Общая интенсивность геомеханических процессов, фиксируемых на замерных станциях, повышается с увеличением глубины заложения станций. Максимальная горизонтальная конвергенция в ЦВУ измерена на замерной станции ЗС-3 и достигает свыше 40,5 см на 182-е сутки наблюдений. Минимальная горизонтальная конвергенция (станция ЗС-1) не превышает 25,0 см. Таким образом, смещения контура в горизонтальном направлении, измеренные в ЦВУ, сравнительно невелики. Зависимости на рис. 2,а, отражающие картину развития горизонтальной конвергенции, с корреляцией 0,95-0,97 аппроксимируются экспоненциальными функциями вида

$$U_2 = a \cdot (1 - e^{-b \cdot T}). \quad (1)$$

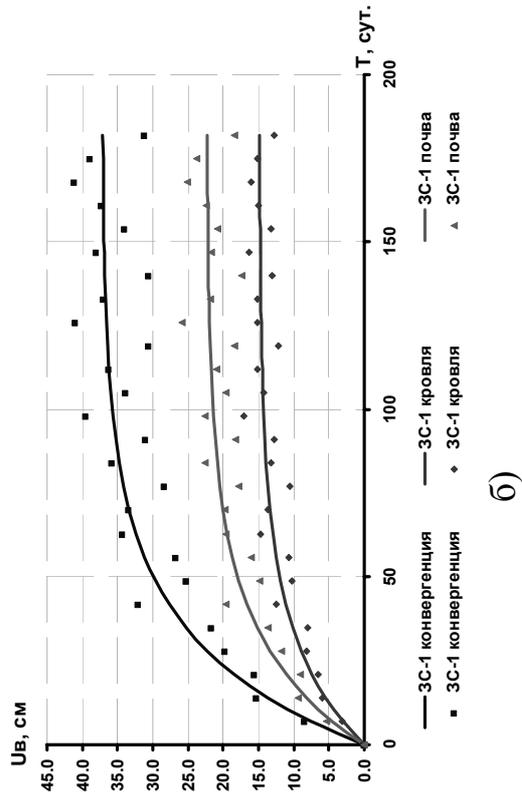
Значения коэффициентов  $a$  и  $b$  различны для каждого из представленных графиков.

Величины вертикальной конвергенции в ЦВУ показывают те же тенденции, что и горизонтальные смещения – с глубиной интенсивность возрастает, после определенного времени наблюдений имеет место тенденция к стабилизации смещений.

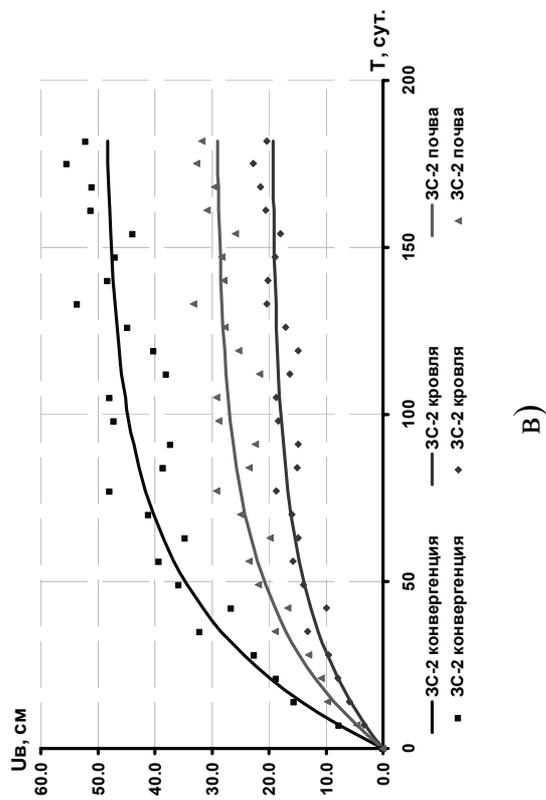
Зависимости, представленные на рис. 2,б-г, с коэффициентом корреляции 0,94-0,96 также описываются экспоненциальной функцией вида (1).



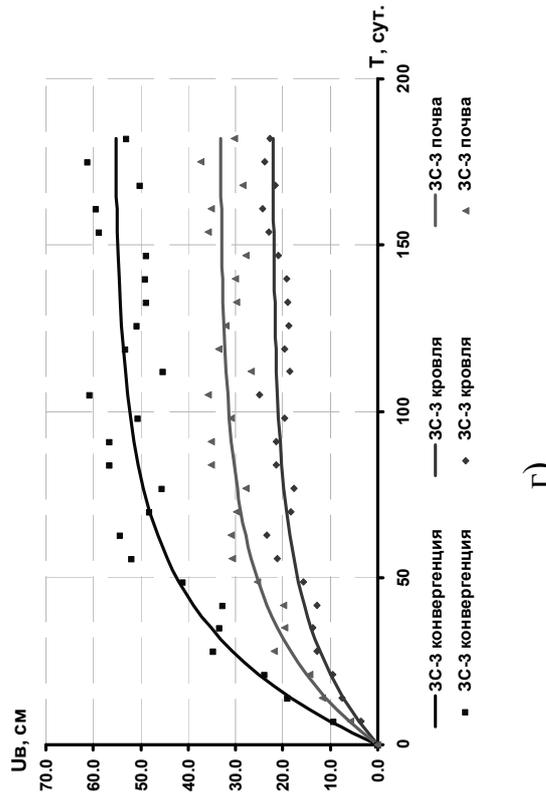
а)



б)



в)



г)

Рис. 2. Результаты измерений в Центральном вспомогательном уклоне: горизонтальные смещения на трех замерных станциях (а); горизонтальные смещения по замерной станции ЗС-1 (б), ЗС-2 (в) и ЗС-3 (г) соответственно

Максимальные значения, как и для случая горизонтальной конвергенции, имели место на самой глубокой из трех замерных станций – ЗС-3. Здесь значения конвергенции достигают 55,0 см за 182 суток наблюдений (против 37,0 см на ЗС-1). Таким образом, средняя интенсивность смещений за весь период наблюдений составила для ЗС-3 0,3 см/сут. против 0,2 см/сут. для ЗС-1. При этом в первые 84 суток наблюдений были достигнуты от 90 до 94% от максимального значения для разных замерных станций. Доля смещений со стороны кровли и почвы в общей конвергенции составляет порядка 40 и 60% для всех замерных станций.

Таким образом, в ЦВУ основным видом деформаций контура выработки являются вертикальные смещения, причем основной вклад в общую конвергенцию дают смещения почвы выработки – максимальное значение (для ЗС-3) достигает 33,2 см на 182 сутки наблюдений.

Анализ графиков горизонтальных и вертикальных смещений для ЦВМ (рис. 3) показывает, что в целом интенсивность процессов выше, чем для ЦВУ, характер развития их нельзя назвать затухающим. И для этой выработки увеличение глубины заложения замерных станций подобным же образом влияет на картину геомеханических процессов – она возрастает от замерной станции ЗС-4 к замерной станции ЗС-6.

На 182 сутки наблюдений была достигнута максимальная величина 47,4 см на замерной станции ЗС-6, наиболее глубокой станции для ЦВМ, что на 17% больше, чем для ЦВУ. И это при том, что отметка заложения станции ЗС-6 меньше, чем для станции ЗС-3, наиболее глубокой для ЦВУ. Средняя интенсивность горизонтальной конвергенции для ЗС-6 составила 0,26 против 0,22 см/сут. для ЗС-3, т.е. скорость нарастания смещений для обеих выработок отличается незначительно.

Характер развития вертикальной конвергенции также отличается от такового для ЦВУ, хотя тенденция увеличения интенсивности процессов с повышением глубины сохраняется и здесь. Максимальная величина вертикальной конвергенции составила 67,3 см (станция ЗС-6), минимальная – 42,8 см (станция ЗС-4). Скорость нарастания смещений, средняя за весь период наблюдений, составила от 0,24 до 0,4 см/сут.

На первые 84 сут. доля достигнутых смещений составила от 73 до 80% от максимального значения для разных станций. Скорость смещений на указанном промежутке наблюдений достигала от 0,4 см/сут. для ЗС-4 до 0,66 см/сут. для ЗС-6. При этом за оставшиеся 98 суток скорость несколько снизилась – от 0,09 до 0,12 см/сут., но все же продолжала оставаться значительной, особенно в сравнении со значениями для ЦВУ – от 0,02 до 0,06 см/сут.

Аппроксимация полученных в ходе натурных измерений значений горизонтальной и вертикальной конвергенции по замерным станциям ЗС-4–ЗС-6 хорошо выполняется (с коэффициентом корреляции 0,96–0,97) той же экспоненциальной функцией вида (1).

Доля смещений со стороны почвы также составляет до 60% от общей вертикальной конвергенции и достигает максимального значения 40,4 см для ЗС-6, наименьшее значение для ЦВМ – 25,7 см для ЗС-4.

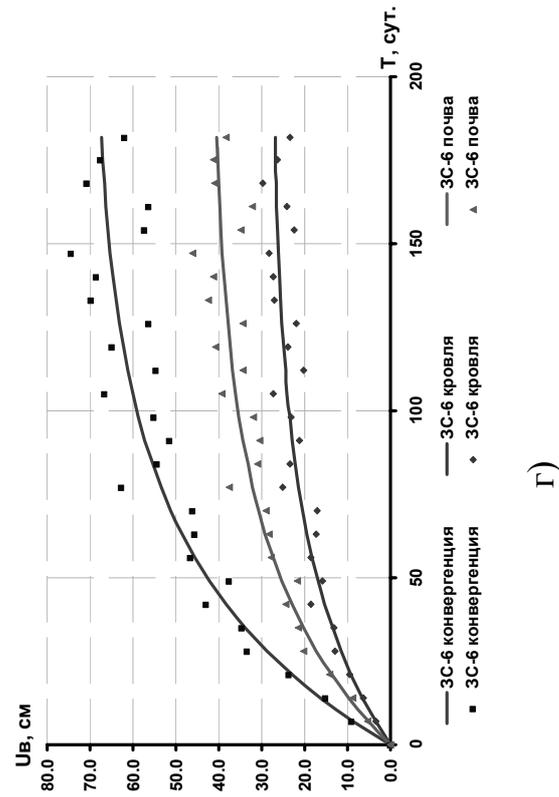
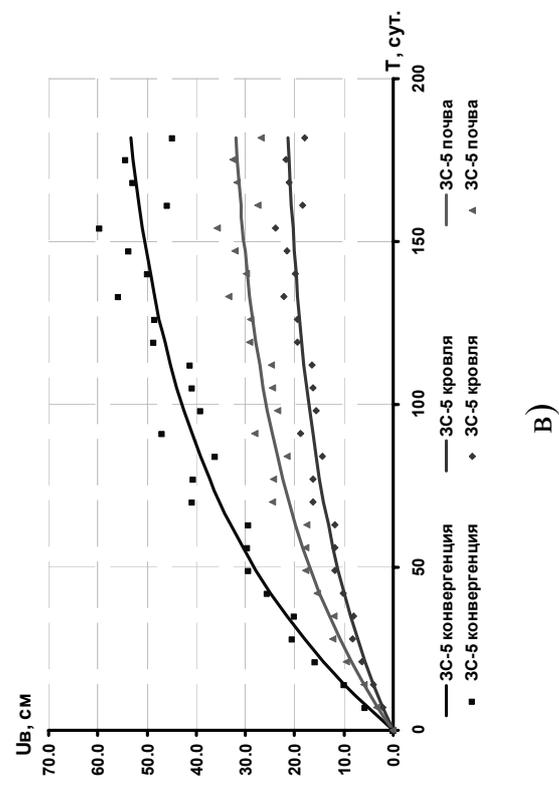
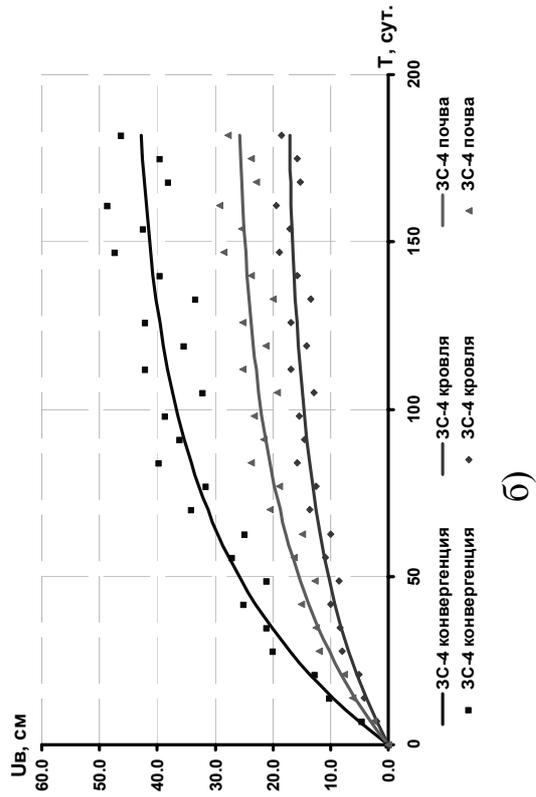
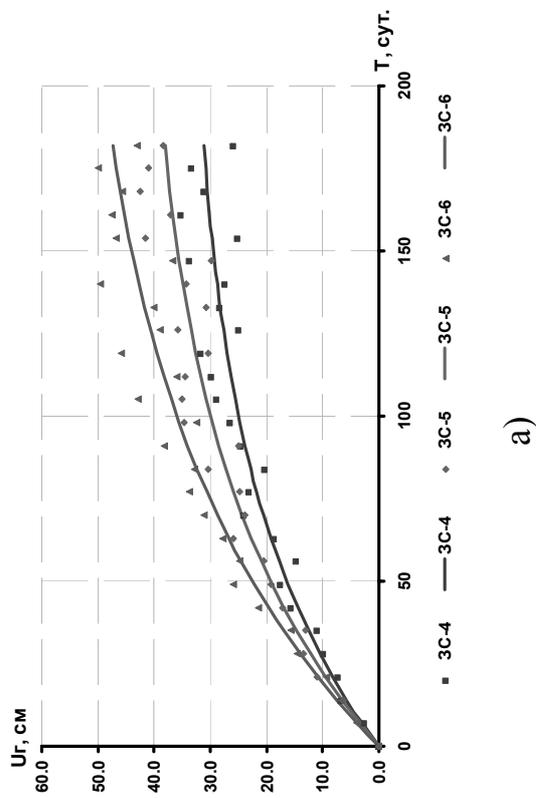


Рис. 3. Результаты измерений в Центральной вентиляционной магистрали: горизонтальные смещения на трех замерных станциях (а); горизонтальные смещения по замерной станции ЗС-4 (б), ЗС-5 (в) и ЗС-6 (г) соответственно

Таким образом, в ЦВМ основным видом деформаций контура выработки также являются вертикальные смещения, причем основной вклад в общую конвергенцию, как и для ЦВУ, дают смещения почвы выработки – максимальное значение (для ЗС-6) достигает 40,4 см на 182 сутки наблюдений.

В ходе натурных наблюдений получены картины развития смещений во времени. Они показали, что состояние ЦВМ не является удовлетворительным. Вместе с тем, состояние ЦВУ, расположенного достаточно близко от ЦВМ, но ближе к почве пласта (ниже по положению в пространстве) оказывается лучшим. В связи с этим на моделях из эквивалентных материалов выполнено исследование влияния на состояние ЦВМ изменения ее места заложения в пространстве.

Выбор состава эквивалентного материала зависит от физико-механических свойств моделируемых пород (табл. 1) и масштаба модели.

Таблица 1

Физико-механические параметры горных пород

Наименование пород	Предел прочности на одноосное сжатие $R_{сж}$ , кг/см <sup>2</sup>	Предел прочности на одноосное растяжение $R_p$ , кг/см <sup>2</sup>	Объемная масса $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Модуль упругости $E$ , кг/м <sup>2</sup>
Песчаник	550	55	2,8	$2,4 \times 10^8$
Глин.сланец	240	24	2,3	$1,3 \times 10^9$
Песчан.сланец	400	40	2,4	$1,1 \times 10^9$
Известняк	600	60	2,5	$2,7 \times 10^8$
Уголь	200	20	1,8	$2,78 \times 10^9$

Исходя из задач, стоявших в ходе моделирования и габаритов стенда для испытаний, масштаб моделирования был принят равным 1:100.

В качестве эквивалентного материала была принята песчано-парафинографитовая смесь с добавлением технического вазелина [3, 4].

Подбор смеси материала, эквивалентного горным породам, проведен по схеме, приведенной в работе [5].

Принятая технология изготовления материалов подбиралась для двух случаев: двухкомпонентная и трехкомпонентная смесь. В результате лабораторных исследований при подборе эквивалентных материалов для вмещающих пород пласта  $m_3$  шахты им. В.М. Бажанова были построены треугольные диаграммы Гиббса-Розебома [5] и определено, что для вмещающих пород при данных условиях необходимо применить трехкомпонентную смесь, а для угля – двухкомпонентную смесь.

На диаграммах Гиббса-Розебома для цементирующих смесей были определены компоненты, входящие в состав смеси по каждой из моделируемых горных пород. В состав цементирующих смесей для пород кровли входят три

компонента: песок+парафин+графит, т.е. эквивалентным составом, наиболее полно соответствующим физико-механическим характеристикам исследуемых пород признана песчано-парафино-графитовая смесь. Далее, в процессе подбора смеси для глинистого сланца, к графиту был добавлен солидол (технический вазелин) в соотношении: 1,4 (графит÷солидол). Эквивалентным составом, соответствующим физико-механическим характеристикам угля, является двухкомпонентная смесь, в состав которой входят песок+парафин.

В результате расчетов получено следующее весовое соотношение компонент смесей в % (табл. 2).

Таблица 2

Состав смесей по весу в %

Компонент	Песчаник	Глинистый сланец	Песчанистый сланец	Известняк	Уголь
Песок	96,8%	98,1%	98,5%	97,2%	97,0%
Парафин	2,5%	1,5%	1,1%	2,3%	3,0%
Солидол	-	0,1%	0,1%	0,2%	-
Графит	0,7%	0,3%	0,2%	0,3%	-
	100 %	100 %	100 %	100 %	100 %

Определение предела прочности при сжатии, модуля упругости и коэффициента Пуассона производили на цилиндрических образцах с помощью малогабаритного пресса, изготовленного в лаборатории моделирования и конструктивных материалов кафедры строительства и геомеханики Национального горного университета. Указанный прибор позволяет регистрировать нагрузку и соответствующие ей деформации на образцах.

В ходе исследований было испытано 15 различных составов эквивалентного материала. Для каждого состава было проведено 6 серий испытаний. В результате определены 5 составов, которые по своим физико-механическим параметрам наиболее полно воспроизводят свойства горных пород шахты им. В.М. Бажанова (табл. 3).

Таким образом, подобранные эквивалентные материалы для вмещающих пород и угля обладают сходными с натурными физико-механическими свойствами, с небольшим отклонением относительно шахтных данных.

Для выполнения работ по моделированию использован специальный стенд, представляющий собой плоскую камеру с передней стенкой из прозрачного оргстекла толщиной 30 мм 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 прозрачная крышка стенда. К верхней кромке крышки крепятся ребра жесткости для предотвращения выпучивания оргстекла.

Таблица 3

## Физико-механические параметры эквивалентных материалов

Наименование пород	Предел прочности на одноосное сжатие $R_{сж}$ , кг/см <sup>2</sup>	Предел прочности на одноосное растяжение $R_p$ , кг/см <sup>2</sup>	Объемная масса $\gamma$ , т/м <sup>3</sup>	Модуль упругости $E$ , кг/м <sup>2</sup>
Песчаник	2,75	0,275	1,4	$1,7 \times 10^6$
Глин.сланец	1,2	0,12	1,15	$0,91 \times 10^7$
Песчан.сланец	2,0	0,2	1,2	$0,78 \times 10^7$
Известняк	3,0	0,3	1,25	$1,9 \times 10^6$
Уголь	1,0	0,1	0,9	$1,98 \times 10^7$

Моделируемый массив нагружается с помощью рычажных домкратов с интервалом в 1,0 кг. Возникающие при этом деформации мерной сетки регистрируются фотоаппаратом, установленным в одном положении на время всего эксперимента. Качественная картина поведения массива строится на основании изучения изменений фиксированного квадрата мерной сетки на фотоснимках.

Для серии экспериментов определена 31 ситуация размещения выработки в массиве по отношению к почве пласта: выработка в кровле или почве пласта (расстояние от почвы пласта до почвы выработки  $l = 0 \dots 15$  м). Глубина заложения выработки – 1100 м. Моделировался массив в пределах пласта  $m_3$  шахты им. В.М. Бажанова. Учитывая довольно высокую однородность эквивалентного материала, испытания каждого из рассматриваемых вариантов должно было производиться не менее трех раз. Фактически, с учетом отладки процесса моделирования и числа продублированных вариантов, было испытано 93 модели. По результатам исследования построены зависимости изменения высоты и ширины выработки от величины  $l$  (рис. 4 и 5).

Анализ результатов моделирования показывает следующее:

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

- величины деформаций кровли, почвы и боков выработки при нагружении до  $\gamma H$  и расположении выработки в кровле пласта практически в два раза больше, чем при расположении выработки в почве пласта;

- наименьшие деформации приконтурного массива вокруг выработки наблюдаются при расположении ее в почве пласта на расстоянии 9,0 м и более;

- в выработках, расположенных в кровле пласта, величина пучения больше и протекает с нарушением сплошности, чем при расположении в почве;

- наибольшие изменения высоты и ширины выработки наблюдаются при расположении ее на уровне и в кровле пласта и в диапазоне расстояний от 0,0 до +15 м практически не зависят от расстояния от выработки до почвы пласта (рис. 4), наименьшие – при расположении ее в почве пласта на расстоянии 9,0 м и более (рис. 5).

- исходя из величины смещения контура горной выработки, наиболее рациональное расположение ее – в почве пласта на расстоянии 9,0 м.

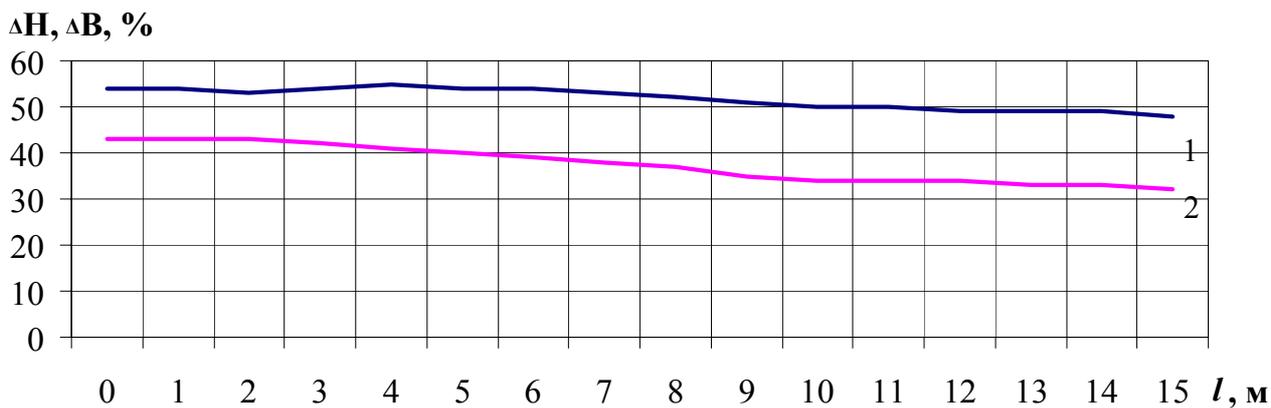


Рис. 4. Изменение высоты и ширины выработки в зависимости от расстояния от почвы пласта до почвы выработки при расположении ее в кровле пласта: 1 – высота, 2 – ширина

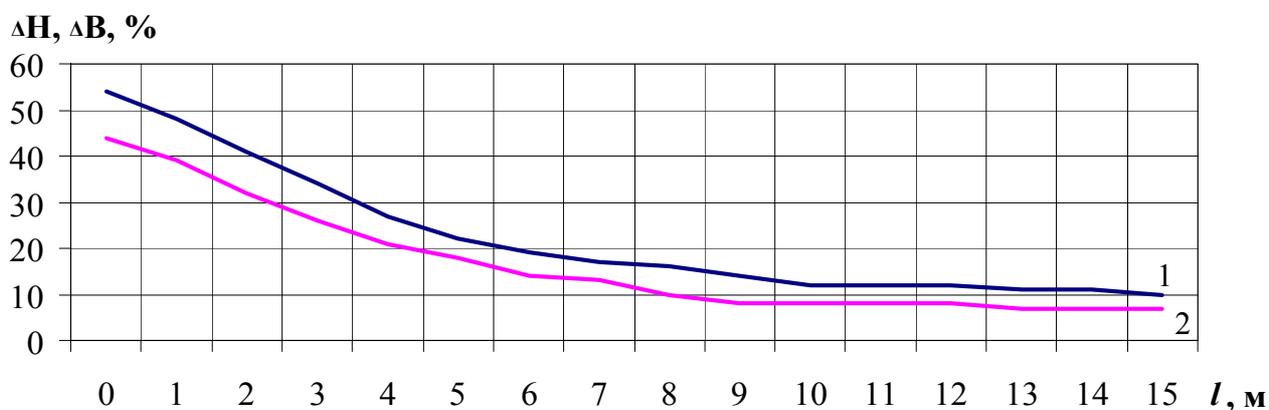


Рис. 5. Изменение высоты и ширины выработки в зависимости от расстояния от почвы пласта до почвы выработки при расположении ее в почве пласта: 1 – высота, 2 – ширина

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

**Выводы.** Результаты исследований, включающих лабораторные эксперименты и натурные наблюдения, показывают, что в условиях шахты им. В.М. Бажанова представляется возможным обеспечить эксплуатационное состояние Центральной вентиляционной магистрали в зоне разрушенных пород при расположении ее в почве пласта  $m_3$  на расстоянии от выработки до почвы пласта около 9,0 м. Для более достоверного выбора рационального местоположения Центральной вентиляционной магистрали представляется целесообразным дополнительно выполнить математическое моделирование, поскольку, несмотря на наглядность и удобство, лабораторное моделирование на эквивалентных материалах носит скорее качественный характер.

### Список литературы

1. Кузнецов Г.Н. Экспериментальные методы исследования вопросов горного давления / Г.Н. Кузнецов // Тр. совещания по управлению горным давлением – М.: Углетехиздат, 1948. – С. 9-149.
2. Олексюк А.Б. Результаты натурных наблюдений за состоянием капитальной выработки в условиях шахты им. В.М. Бажанова // Форум гірників – 2009: Матер. міжнар. конф.– Дніпропетровськ: НГУ, 2009.– С.187-190.
3. Козин А.М. Методическое руководство по подбору и испытанию эквивалентных материалов для моделирования / А.М. Козин, Е.П. Рутковская. – М.: ИГД им. А.А. Скочинского, 1974. – 40 с.
4. Насонов И.Д. Моделирование физических процессов в горном деле / И.Д. Насонов, В.И. Ресин. – М.: Изд. Академии горных наук, 1999. – 343 с.
5. Изучение проявлений горного давления на моделях / [Кузнецов Г.Н., Будько М.Н., Филиппова А.А. и др.] – М.: Углетехиздат, 1959. – 289 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 12.04.10*

УДК 622.831.322

© С.П. Минеев, О.В. Витушко, А.А. Рубинский

## **РЕКОМЕНДАЦИЙ ПО БЕЗОПАСНОЙ ОТРАБОТКЕ ВЫБРОСООПАСНЫХ ПЛАСТОВ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ**

Розглянуто особливості відпрацювання вугільних пластів з погляду безпеки робіт на ділянках лав, що примикають до раніше відпрацьованих поверхів

В статье рассмотрены рекомендации по безопасному ведению работ на выбросоопасных пластах на участках примыкающих к ранее отработанным зонам

The feature of improvement emission dangerous coal layers are considered front the point of view of safety of works on sites of the lavas contiguous to earlier fulfilled floors

**Введение.** При отработке выбросоопасных угольных пластов очистными и подготовительными забоями достаточно часто пересекаются горно-геологические нарушения, к которым приурочен целый комплекс усложняющихся технологических факторов и опасностей для работающих. Для ведения горных работ в этих условиях разработана нормативная база, заложенная в «Инструкции по безопасному ведению горных работ на выбросоопасных пластах ...» [1, 2]. Однако предусмотренные нормативные мероприятия не во всех случаях обеспечивают безопасность выполнения технологических операций ведения горных работ. Так, например в 2004г при ведении горных работ на шахтах Украины произошло 71 газодинамическое явление при которых было смертельно травмировано 3 человека [3]. Поэтому авторы в статье проанализировав опыт отработки выбросоопасных пластов с учетом имеющих место усложняющих факторов, выполнили исследования по уточнению требований нормативной методики.

**Существующее положение.** Исследования, проведенные ранее сотрудниками МакНИИ и ИГТМ НАН Украины [3-6], показывают существенное влияние ранее выработанного пространства на выбросоопасность массива в призабойной части угольного пласта. Анализ этих данных показывает, что наличие нарушения в примыкающем к выработанному пространству зонах массива существенно ухудшает процесс разгрузки и дегазацию пласта. Так, максимальные значения величин начальной скорости газовыделения из пласта  $h_{10}$  "Ливенский" в поле шахты "Глубокая" шахтоуправления "Донбасс", замеренные при выполнении экспериментальных работ в контрольных шпурах в зоне над геологическим нарушением, превышали 25 л/мин, что в 3-14 раз больше скоростей газовыделения, замеренных ниже нарушения [4], что говорит о том, что в зонах нарушений на применяемые мероприятия необходимо вводить уточняющие коэффициенты, учитывающие усложняющее действие на массив самого нарушения.

**Целью настоящей статьи** является изложение положений методики по безопасному ведению горных работ при отработке выбросоопасных угольных пластов в части лавы, примыкающей к ранее отработанному вышележащему этажу, при наличии на них усложняющих горно-геологических условий.

**Основная часть.** В последнее время, в соответствии с принятым нормативным подходом на Украине [2], при ведении горных работ на выбросоопасных шахтопластах верхняя часть этажа, примыкающая к выработанному пространству предыдущих этажей, разрабатывается как в невыбросоопасной зоне на участках, размеры которых по падению определяются в зависимости от глубины ведения горных работ верхней части нового (очередного) этажа ( $H$ , м) и времени ( $T$ , лет), прошедшего после отработки запасов предыдущего этажа, по формулам:

$$L_{p1} = 17,2 - \frac{10}{T}, \quad \text{для } H \leq 800 \text{ м,} \quad (1)$$

$$L_{p2} = 29,3 - \frac{19,4}{T}, \quad \text{для } H > 800 \text{ м.} \quad (2)$$

При этом, согласно "Инструкции ..." [2], время отработки вышележащего этажа и рассчитанная длина зоны разгрузки по падению пласта ( $L_p$ ) округляются в сторону меньшего целого числа. Существующими нормативными требованиями предусматривается применение этой методики в случаях, когда после отработки вышележащего этажа прошло времени более одного года. Причем, рассматриваемой методикой также предусматривается на участке  $L_p$ , определенном с помощью зависимостей (1, 2), противовыбросные мероприятия отменять только с введением контроля размеров зоны разгрузки по динамике начальной скорости газовыделения. При этом, для оценки зоны разгрузки массива контрольные шпуры предусмотрено бурить на одинаковом расстоянии по падению (не более 10 м друг от друга), а последний шпур располагается на уровне кромки участка  $L_p$ . В каждом ряде контрольных шпуров рассчитывается сред-

няя суммарная начальная скорость газовыделения  $q_n$ , л / мин для всех выполненных циклов измерения (М), по формуле:

$$q_n = \frac{\Sigma q_1 + \Sigma q_2 + \dots + \Sigma q_k}{M}, \quad (3)$$

где 1,2, ..., к – интервалы измерения начальной скорости газовыделения в контрольном шпуре до интервала ее падения.

Расчет производится по результатам поинтервальных измерений начальной скорости газовыделения из контрольного шпура до того интервала, в котором число падений газовыделения составит более 15 %. Участок  $L_p$ , рассчитанный по формулам (1) и (2), можно относить к невыбросоопасному, если за весь период измерений из контрольных шпуров в пределах участка  $L_p$  безопасная глубина выемки ни разу не окажется менее выемочного цикла, а средняя суммарная начальная скорость газовыделения из шпуров, пробуренных на расстоянии менее  $L_p$  от выработанного пространства вышележащего этажа, возрастает в направлении от выработанного пространства по падению пласта к  $L_p$  [2].

Ниже для оценки надежности и эффективности применения некоторых положений нормативной методики рассмотрим наиболее характерные примеры отработки угольных пластов в условиях шахт им. А.А. Скочинского и "Глубокая" ГХК "Донуголь". Так, при ведении горных работ на шахте им. А.А. Скочинского в верхней нише 6 восточной лавы восточной панели по особо выбросоопасному угольному пласту  $h'_6$  на глубине 1250 м в 4 ч 40 мин 30.01.2000 произошел внезапный выброс интенсивностью 550 т угля и 22000 м<sup>3</sup> газа. Забой к моменту аварии забой верхней ниши находился на расстоянии 41 м от выработанного пространства 15 восточной лавы.

Угольный пласт  $h'_6$  в зоне ГДЯ имеет переменное строение изменяющееся от слоистого к простому. Предел прочности угля при одноосном сжатии 10 МПа. Мощность угольного пласта  $h'_6$  1,21 -1,41 м, угол падения (8-9)<sup>0</sup>. Природная газоносность- 15 – 20 м<sup>3</sup>/т.с.б.м, с выходом летучих 29 -30%. Непосредственная кровля пласта  $h'_6$  представлена сланцем глинистым мощностью 6,5 - 9,5 м с пределом прочности при одноосном сжатии 30 -40 МПа. Основная кровля - сланец песчаный мощностью 4,8-11,4 м, с пределом прочности при одноосном сжатии 50 - 60 МПа. Выше залегает выбросоопасный мелкозернистый песчаник мощностью 6,5 м, с пределом прочности при одноосном сжатии 70 -90 МПа. Непосредственная почва пласта представлена сланцем песчаным, пучащим, мощностью 0,35 -1,0 м, с пределом прочности при одноосном сжатии 40 -50 МПа. Основная почва выбросоопасный песчаник мелкозернистый, кварц-полевошпатовый, мощностью 37 - 43 м, с пределом прочности при одноосно сжатии 70 -90 МПа.

При расследовании причин развития ГДЯ была рассчитана зона опорного давления от краевой части 15 восточной лавы, которая согласно методики УкрНИМИ, имеет протяженность 60 м с коэффициентом концентраций напряжений 4,8 на расстоянии 9 м по падению пласта, а на расстоянии 41 м от крае-

вой части пласта коэффициент концентраций напряжений в этой зоне не превышал 1,2-1,3. Как установлено, основным источником повышенной напряженности угольного массива в верхней нише является зависание пород в верхней части лавы выше уровня вентиляционного штрека №2, которая к моменту аварии имела форму трапеции высотой 30 м с верхним основанием 19 м и нижним – 33 м. На участке лавы основная кровля способствовала защемлению призабойной части пласта и сокращению зоны разгрузки. Экспертной комиссией расследовавшей ГДЯ было установлено, что основной причиной ГДЯ явились работы по выемке угля ручным инструментом в верхней нише 6 восточной лавы после буровзрывных работ в режиме сотрясательного взрывания. При этом взрывные работы в забое производились за 25 ч до ГДЯ и содержания метана не превышающем допустимой нормы.

После внезапного выброса угля и газа в верхней нише был пройден монтажный ходок протяженностью 46 м и вентиляционный штрек № 2 навстречу верхней нише протяженностью 30 м (см. рис. 1). Пласт  $h'_6$  на вышележащем горизонте был отработан 12 лет ранее в 1987г. Тогда расчетный участок разгруженной и, соответственно, невыбросоопасной зоны по падению пласта составлял:  $L_{p_2} = 29,3 - \frac{19,4}{12} = 29,3 - 1,4 = 27,7$  м. То есть, на протяжении 23 м по падению пласт  $h'_6$  несмотря на то, что он является особо выбросоопасным, согласно требованиям "Инструкции ...." [2] пласт имел право отрабатываться как невыбросоопасный при определении зоны разгрузки по динамике газовыделения в контрольных шпурах. Результаты определения величины зоны разгрузки, проведенные на этом участке перед выбросом, произошедшим 27.03.2000 [4], показывают ее уменьшение с 3,2 м 23.03.2000 до 1,2 м 25.03.2000.

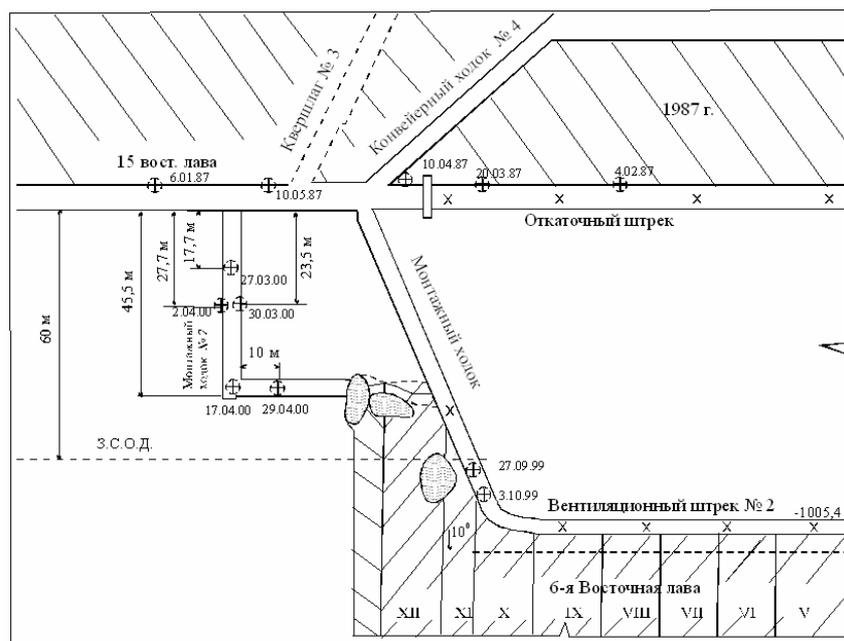


Рис. 1. Викопировка из плана горных работ по особо выбросоопасному угольному пласту  $h'_6$  в поле шахты им. А.А. Скочинского. М 1:1000

Однако, при ведении взрывных работ в режиме сотрясательного взрывания 27.03.2000 в монтажном ходке опять произошел выброс угля и газа интенсивностью 45 т угля и с выделением  $170 \text{ м}^3$  метана. Забой ходка в момент выброса находился на расстоянии 17,2 м от вентиляционного штрека.

При выполнении последующих циклов ведения взрывных работ произошли еще 3 внезапных выброса угля и газа: 30.03.2000 (интенсивностью 35 т, объемом выделившегося метана  $10000 \text{ м}^3$ , на расстоянии 23,5 м от вентиляционного штрека); 2.04.2000 (180 т,  $4600 \text{ м}^3$ ;  $-27,7 \text{ м}$ ); 17.04.2000 (115 т,  $2500 \text{ м}^3$ ;  $-45,5 \text{ м}$ ). После указанной выше серии выбросов угля и газа, которые к тому же произошли в зонах установленных как «неопасные по выбросам» проведение ходка было остановлено и было принято решение начать проводить вентиляционный штрек навстречу верхней нише 6 восточной лавы.

В процессе прохождения вентиляционного штрека при нахождении его забоя на расстоянии 10 м от монтажного ходка, который был остановлен 17.04.2000, при производстве взрывных работ 29.04.2000 произошел еще один внезапный выброс угля и газа интенсивностью 80 т угля с выделением  $2100 \text{ м}^3$  метана. Причем, что характерно, в момент выброса вентиляционный штрек находился на расстоянии 20 м по простиранию от верхней ниши 6 восточной лавы (рис. 2).

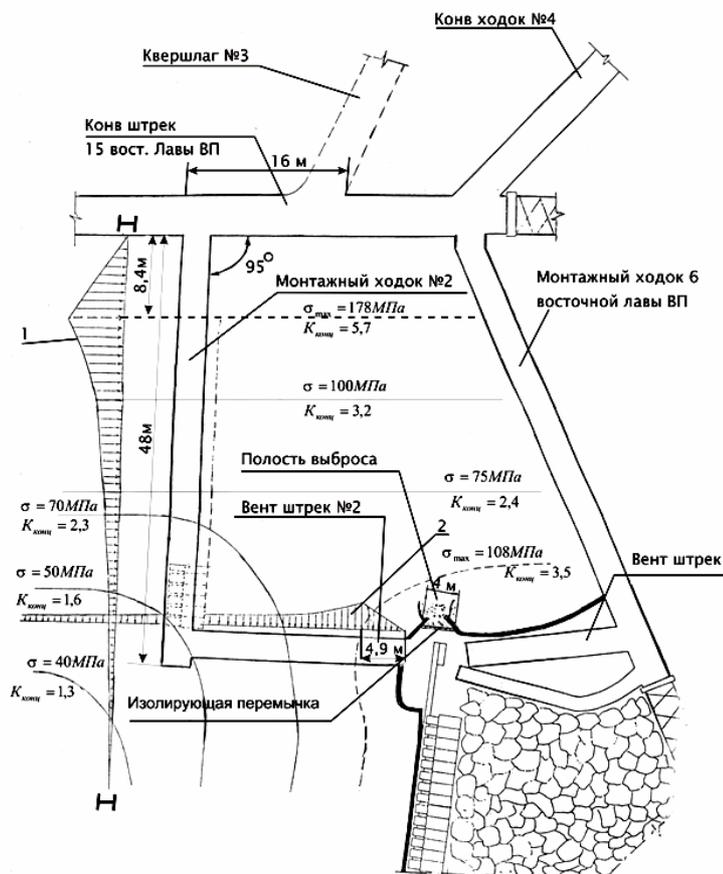


Рис.2. Схема подготовки 6 восточной лавы по пласту  $h'_6$ . М 1:400: 1- эпюра расчетного горного давления по падению пласта; 2- эпюра горного давления по простиранию пласта;  $K_{конц.}$  - коэффициент концентрации напряжений;  $\sigma$  - изолинии действующих напряжений

Расследование этих газодинамических явлений, показало, что причиной их развития является то, что сооружение монтажного ходка проводилось в зоне стационарного опорного давления от вышележащих горных работ, проведенных еще в 1987 г. Так, расчет произведенный согласно [2] показал, что величина зоны опорного давления для пласта мощностью 1,3-1,4 м на глубине более 1000 м составила до 60 м (см. рис.2). Кроме того, имеет место наличие дополнительной зоны опорного давления в верхней части от 6 восточной лавы пласта  $h_6$ , остановленной после выброса.

Далее в работе анализу был проанализирован особо выбросоопасный угольный пласт  $h_{10}$  "Ливенский" на шахте "Глубокая" шахтоуправления "Донбасс" отрабатывающийся по сплошной системе разработки в нисходящем порядке. При ведении очистных работ по безлюдной технологии с выемкой угля комбайном РКУ-10 в верхней части 7-й западной лавы пласта  $h_{10}$  18.03.2000 произошел внезапный выброс угля и газа интенсивностью 130 т с выделением  $6000 \text{ м}^3$  метана (см. рис. 3).

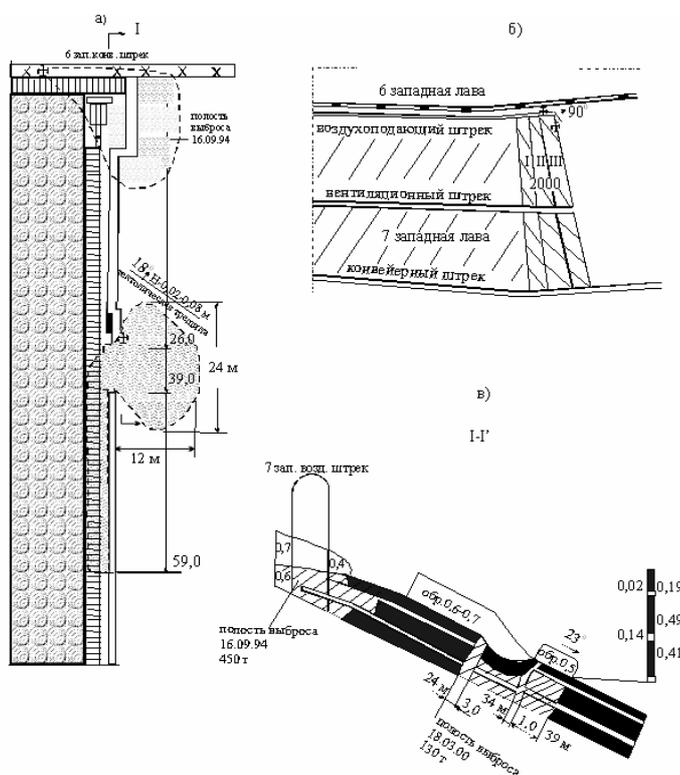


Рис. 3. Эскиз положения в забое при выбросе угля и газа № 769 произошедшего при ведении горных работ по угольному пласту  $h_{10}$  "Ливенский" в поле шахты "Глубокая" "шахтоуправления "Донбасс": а – забой 7-й западной лавы; б – выкопировка из плана горных работ (М 1:5000); в – разрез по I-I

7-я западная лава отрабатывалась по сплошной системе разработки с 3 штреками и опережающим конвейерным (нижним) штреком на глубине 998 м. Верхней частью лава примыкает к ранее отработанной (в 1994 г.) 6-й западной лаве. Пласт  $h_{10}$  в зоне выброса имел газоносность  $30-32 \text{ м}^3/\text{час}$  и выход летучих  $12-20\%$ . В кровле пласта залегал неустойчивый глинистый сланец, мощностью 14,3 м. В почве – мелкозернистый прочный песчаник мощностью 1,95 м, лежа-

щий на песчанистом сланце мощностью 2,6 м. Дистанционное управление комбайном осуществлялось с нижнего 7-го западного конвейерного штрека, где проходила свежая струя воздуха. Предварительно в этой лаве выполнялось гидрорыхление угольного пласта с контролем эффективности по динамике начальной скорости газовыделения. Результаты контроля эффективности, выполненные в верхней части лавы на участке ПК 118+6 м, показывают, что величина зоны разгрузки превышала 4 м, а максимальные скорости газовыделения достигали 2,14 л/мин. При замерах, проведенных 18.03.2000 на участке ПК 118+8,5 м, т.е. после снятия комбайном 3 полосок угля глубиной по 0,5 м, сравнение с первоначальными замерами показывает увеличение максимальной скорости газовыделения в 13 раз (шпур № 33,  $q_n = 23,61$  л/мин) [4].

При снятии очередной полоски угля 18.03.2000 в верхней части лавы произошел внезапный выброс угля и газа интенсивностью 130 т. Полость выброса распространилась на участке 21 м от нижней стенки воздухоподающего штрека, по падению пласта на 24 м и на 12 м в глубину по простиранию пласта. После уборки выброшенного угля и при работах по переходу полости было вскрыто геологическое нарушение, представленное трещиной с амплитудой смещения 0,02-0,08 м, сопровождающееся обрушением пород кровли на высоту до 0,7 м. Нарушение располагалось на расстоянии 20 м от нижней стенки воздухоподающего штрека [4]. При этом величина "невыбросоопасной" зоны, согласно методики [2], составляла:  $L_{p_2} = 29,3 - \frac{19,4}{6} = 29,3 - 3,2 = 26,1$  м.

Учитывая размеры полости выброса угля и газа (около 10 м по падению пласта), происшедшего 16.09.1994 в опережающем 6 западном конвейерном штреке интенсивностью 450 т (см. рис. 3) "невыбросоопасная зона" должна была распространяться до 36 м по падению западной лавы. Однако, наличие геологического нарушения зоны стационарного опорного давления от отработанных выше работ (глубина 990 м, мощность пласта 1,25 м) до 60 м, полости выброса, происшедшего ранее в штреке и расположенной на расстоянии 11 м выше от геологического нарушения, происшедший выброс указывает на фактическое отсутствие разгруженной зоны в верхней части 7 западной лавы угольного пласта  $h_{10}$ . Т.е. причиной выброса стало отсутствие зоны разгрузки необходимых размеров, которая должна иметь место в забое, согласно общепризнанным понятиям, объясняется наличием геологического нарушения.

Проанализированные случаи развития газодинамических явлений в шахтах показывают, что при отработке особо выбросоопасных угольных пластов, особенно при наличии различных усложняющих геологических и технологических факторов, существенно повышают опасность для работающих шахтеров. При отмеченной ситуации вполне очевидна необходимость уточнения методологической базы по применению мероприятий, обеспечивающих безопасное пересечение забоями горно-геологических нарушений и полостей ГДЯ на особо выбросоопасных угольных пластах, в частности при определении величины зоны разгрузки примыкающей части пласта к ранее отработанным этажам на особо выбросоопасных пластах в сложных горно-геологических условиях на больших глубинах.

С нашей точки зрения в этом случае целесообразно учесть требования безопасного ведения горных работ на угольных шахтах Казахстана [7], которыми предусмотрено при определении безопасной зоны использовать второй критерий оценки учитывающий критическое по ГДЯ давление газа. Т. е. необходимо дополнительно оценивать безопасные по выбросам зоны расположенные вблизи ранее выработанного пространства с учетом давление газа менее безопасного значения. Размеры безопасной зоны определяются зависимостью [7]:

$$L_{\delta} = \frac{L (P_{\delta} - 1)}{P_0 - 1}, \quad (4)$$

где  $L_{\delta}$  - ширина безопасной по выбросам зоны угольного массива, прилегающего к выработке (выработанному пространству), м;  $L$  - полная зона дегазации угольного массива подготовительной выработкой за время ее существования, м;  $P_{\delta}$  - безопасное по выбросам давление газа (менее критического давления  $P_{г.кр.}$ ), кгс/см<sup>2</sup>;  $P_0$  - природное давление газа, кгс/см<sup>2</sup>.

При этом, полная глубина зоны дегазации пласта, в которой давление газа составляет менее природной величины, определяется выражением:

$$L = \frac{G_t}{K_d \gamma X}, \quad (5)$$

$K_d$  – коэффициент дегазации угольного массива подготовительной выработкой.

Коэффициент дегазации  $K_d$  определяется зависимостью от величины природного давления газа в угольном пласте эмпирической зависимостью:

$$K_d = 0,38 - 0,003 P_0, \quad (6)$$

где  $\gamma$  – объемный вес угля, т/м<sup>3</sup>;  $X$  - природная метаноносность угольного пласта, м<sup>3</sup>/т.;  $G_t$  – суммарное газовыделение с 1м<sup>2</sup> обнаженной угольной стенки выработки за период ее существования, м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup>, которое определяется зависимостью:

$$G_t = \frac{G_{ti}}{k_i} t^{kt}. \quad (7)$$

где  $G_{ti} = a^i (x - x_0)^2$  - показатель, характеризующий начальную интенсивность метановыделения с единицы площади обнажения пласта, м<sup>3</sup>/м<sup>2</sup>, сут;  $k_i = b^i - c^i \lg(x - x_0)$  - показатель, учитывающий темп снижения метановыделения во времени;  $x_0$  - остаточная метаноносность угольного пласта, м<sup>3</sup>/т;  $t$  - время существования выработки, сут;  $a, b, c$  - эмпирические коэффициенты, значения которых для конкретных условий могут быть табулированы.

Период времени, прошедший после обнажения угольного массива ранее пройденной выработки, определяется по дате начала проведения проек-

тируемой выработки и дате окончания проходки проведенной выработки. Так, для условий, например шахт Казахстана их значения находятся в пределах:  $a = 0,65-0,9$ ;  $b = 0,7-1,0$ ;  $c = 0,4-0,5$ .

Для определения значений безопасного по выбросам давления газа можно воспользоваться выражением [7]:

$$P_{\bar{o}} \leq P_{z.kp.} = \frac{335 \cdot f_{\min}^2}{\sqrt[3]{(\Delta P_w - 10,5)^2}}, \quad (8)$$

где:  $\Delta P_w$  – показатель начальной скорости газоотдачи угля с учетом естественной влажности для метрового интервала скважины с наименьшим значением коэффициента крепости;  $f_{\min}^2$  – наименьшее значение коэффициента крепости угля по метровым интервалам контрольной скважины.

Причем с использованием предложенного критерия проходку выработок можно осуществлять без прогноза выбросоопасности и без применения способов предотвращения выбросов, в случае ее расположения в пределах безопасной зоны  $L_b$  с учетом 4-х метровой ширины этой зоны с другой стороны выработки. При невозможности определения давления газа в угольном пласте непосредственными измерениями, величина его по глубине залегания пласта более 600 м от поверхности определяется по формуле:

$$P_z = 0,06 \cdot (H - H_0)^{1,1} + 1, \quad (9)$$

где  $H_0$  – глубина зоны газового выветривания, м.

Тем не менее, существующая уточненная нормативная база для шахт Украины, предусмотренная «Правилами ведения ...» [8], не учитывает весь комплекс мероприятий, заложенный в данных рекомендациях, а предусматривает только учет первого критерия (см. зависимости 1-2). Поэтому для безопасного ведения горных работ необходимо учитывать предложенные рекомендации в полном объеме.

**Выводы.** Таким образом, при отработке выбросоопасных угольных пластов в части лавы, примыкающей к ранее отработанному вышележащему этажу, при наличии на них осложняющих горно-геологических условий (наличие полостей выбросов, зон геологических нарушений или зон ПГД) ведение горных работ в этих условиях может безопасно вестись как на обычном участке выбросоопасного угольного пласта только с соблюдением всех мер безопасности, предусмотренных «Правилами ведения ...» [8], и с учетом предложений данной методики. То есть, рекомендовано использовать при определении безопасной зоны ведения горных работ на особо выбросоопасных участках двухкритериальную оценку с использованием приведенных выше зависимостей: по первому критерию (1-2) и по второму критерию (4-8). Кроме того, необходимо продолжить работы по исследованию процесса формирования разгруженных зон в угольном пласте на концевых участках лав, примыкающих к ранее отработанным этажам с обязательным учетом газового состояния массива, в частности, наличия свободного и сорбированного газа и взаимовлияния всех осложняющих горно-геологических факторов на участках ведения горных работ.

## Литература

1. Предупреждение газодинамических явлений на шахтах: Сб. нормативных документов.– М.: Госгортехнадзор России, 2001.- 320 с.
2. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля, породы и газа. М.: Минуглепром СССР, 1989.– 190с.
3. Минеев С.П., Рубинский А.А. О проблемах отработки угольных пластов, опасных по газодинамическим явлениям на шахтах Донбасса// Гірничодобувна промисловість України і Польщі: Актуальні проблеми і перспективи: Матеріали Українсько-Польського форуму гірників.– Дніпропетровськ: НГУ, 2004.- С. 239-247.
4. Минеев С.П., Рубинский А.А., Колесов О.А. Отработка выбросоопасных пластов в сложных горно-геологических условиях//Геотехнічна механіка: Між від. Зб. наук. праць /Ін-т геотехнічної механіки НАН України. – Дніпропетровськ, 2005.- Вип. 55. - С. 55- 65.
5. Рубинский А.А., Радченко А.Г. Эффективность локальных способов предотвращения внезапных выбросов в зонах нарушений// Уголь Украины.–1986.– № 1.- С.36-38.
6. Ведение горных работ в нарушенных зонах / С.П. Минеев, А.А. Рубинский, А.Ю. Афанасьев и др. –Безопасность труда в промышленности, 1999.-№4.- С. 55-56.
7. Инструкция по безопасному ведению горных работ на пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа.- Караганда: Министерство энергетики и угольной промышленности Республики Казакстан, 1995.- 159с.
8. Правила ведення гірничих робіт на пластах, схильних до газодинамічних явищ. - Киев: Мінуглепрома України, 2005. -224 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Соболевим В.В.  
Надійшла до редакції 18.03.10*

УДК 622.1

©Ю.А. Полозов, В.Д. Рябичев, Ю.А. Лазебник

### **ТАМПОНАЖ ЗАКРЕПНОГО ПРОСТРАНСТВА ДЛЯ ПРЕДУПРЕЖДЕНИЯ АВАРИЙНОЙ СИТУАЦИИ НА ВОЗДУХОПОДАЮЩЕМ СТВОЛЕ №10 ОП «ШАХТА «ДИМИТРОВА»**

Представлен опыт проектирования тампонажных работ с земной поверхности на воздухоподающем стволе №10 ОП «Шахта «Димитрова» для исключения выноса песка из закрепного пространства и обеспечения безопасной эксплуатации ствола.

Наведений досвід проектування тампонажних робіт з земної поверхні на повітроподавальному стволі №10 ОП «Шахта «Димитрова» для виключення виносу піску з простору поза кріпленням й забезпечення безпечної експлуатації ствола.

The experience of designing for cementing work with the day surface on the air supply shaft № 10 SU "Mine "Dimitrov" to prevent removal of sand for lining and ensure the safe operation of shaft are presented.

В настоящее время эксплуатация воздухоподающего ствола №10 ОП «Шахта «Димитрова» осложняется периодическими выбросами водо-песчаных масс через стыки и трещины в бетонной крепи в интервале глубин 19,0-40,0м. Чеканка трещин и промоин в бетонной крепи ствола в интервале водопроявлений положительных результатов не дает. Выполнить серьезные водоизоляционные работы через крепь ствола не представляется возможным, т.к. воздухоподающий ствол оснащен только бадьевым подъемом.

В геологическом строении вмещающих пород на рассматриваемом участке воздухоподающего ствола принимают участие четвертичные, неогеновые и каменноугольные отложения. Четвертичные отложения представлены пластичными глинами с известковыми включениями, с прослоями глинистых песков. Глины перекрыты почвенно-растительным слоем, мощностью 1,8 м. Общая мощность четвертичных отложений достигает 15,5 м. Неогеновые отложения залегают в интервале глубин 15,5-26,0 м и представлены песками светло-серыми, мелкозернистыми, кварцевыми, ожелезненными, в верхней части слоя глинистыми. В интервале глубин 19,5-24,0 м залегает мелкозернистый песок, кварцевый, водонасыщенный, обладающий плавунными свойствами. Ниже, до глубины 45 м, залегают каменноугольные отложения, представленные следующими литологическими разностями (сверху вниз):

- песчаник, мелкозернистый, выветрелый, трещиноватый, трещины под углом 40-60°;
- уголь m<sub>8</sub> низкой крепости. Мощность угольного пласта 0,2 м;
- сланец глинистый, выветрелый, неустойчивый. Мощность слоя 8,45 м;
- сланец песчаный выветрелый, с субвертикальными трещинами под углом 70-80°.

Подземные воды на участке воздухоподающего ствола № 10 приурочены к четвертичным, неогеновым и каменноугольным отложениям. В разрезе четвертичных и неогеновых отложений водовмещающими породами являются слои песков. В толще каменноугольных отложений водоносные горизонты, в основном, приурочены к пачкам песчаников, а в зоне интенсивного выветривания обводненными могут быть и сланцы песчаные. При проходке воздухоподающего ствола № 10 при глубине 25,6 м водоприток составил 1,0 м<sup>3</sup>/ч, при глубине 50 м – 1,5 м<sup>3</sup>/ч. Подземные воды обладают сульфатной агрессией по отношению к бетонам.

Разработанным проектом по ликвидации аварийных водопритоков в интервале 19,0-40,0 м воздухоподающего ствола №10 ОП «Шахта «Димитрова» предусматривается выполнение комплекса работ с целью предупреждения выноса водо-песчаной массы из закрепного пространства до глубины 40 м. Работы состоят в заполнении имеющихся трещин водоносных пород и пустот в закрепном пространстве вокруг крепи ствола глиноцементными растворами через скважины, пробуренные с поверхности земли. Схема формирования тампонажной завесы приведена на рис. 1.

Тампонажу подлежат трещиноватые и неустойчивые песчаники и сланцы глинистые в интервале 27-42 м, а также зон разуплотненных пород в интервале 4,0-27,0 м.

Основные параметры и технические решения настоящих предложений заключаются в следующем:

1. В качестве материала-заполнителя предусматривается применение глиноцементного раствора плотностью 1250 кг/м<sup>3</sup>, приготавливаемого на базе глинистого раствора путем добавления к нему реагентов-структурообразователей (сульфатостойкий портландцемент М400, силикат натрия) и опилок. Данный раствор обладает высокими кольматирующими и водоизоляционными свойствами, устойчив к размыванию, обладают регулируемой скоростью структурообразования и необходимой прочностью.

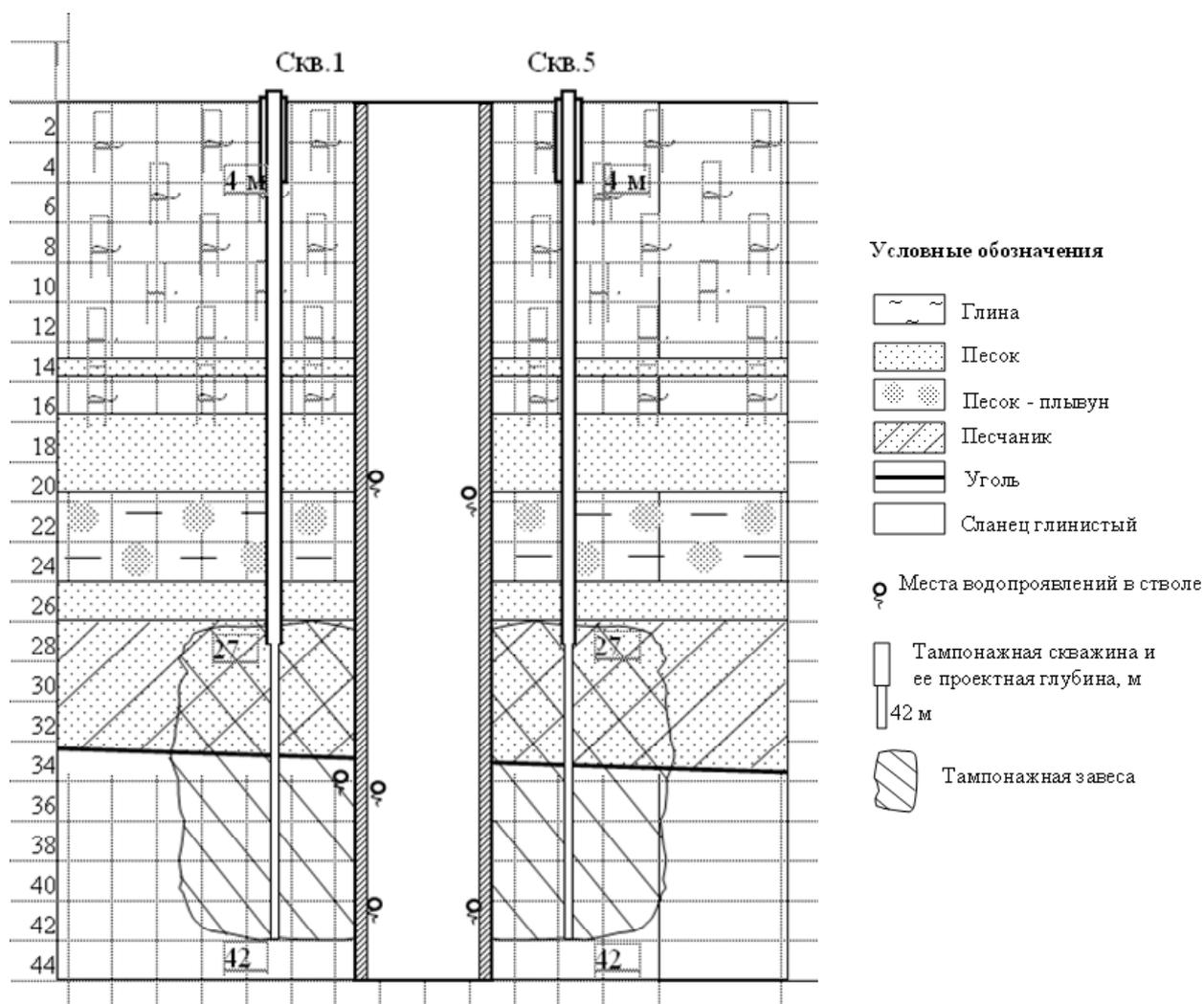


Рис.1. Схема формирования тампонажной завесы вокруг воздухоподающего ствола №10 ОП «Шахта «Димитрова»

2. Тампонаж выполняется в два этапа:

*I этап* – бурение 5 скважин вокруг ствола на расстоянии 7-10 м до глубины 27 м. Схема расположения тампонажных скважин приведена на рис.2. При обнаружении в процессе бурения скважины разуплотненного пространства и песков, производится нагнетание глиноцементного раствора «методом налива» через став бурильных труб опущенных до забоя. Выполнение тампонажных работ в интервале 4,0-27,0 м позволит ликвидировать водопроводящие каналы и полости за крепью ствола, образовавшиеся в результате диффузионных процессов и подвижек горных пород;

*II этап* – крепление скважин обсадными трубами диаметром 108 мм на глубину 27 м и углубка каждой скважин до глубины 42 м. Нагнетание тампонажного раствора на втором этапе, с целью предупреждения деформаций крепи ствола, предусматривается производить в безнапорном режиме (т.е. под действием гидростатического давления столба тампонажного раствора) с последующей опрессовкой скважин на давление не выше допустимого на крепь.

3. Бурение тампонажных скважин предусматривается с продувкой воздухом с использованием самоходной буровой установкой УРБ-2А2.

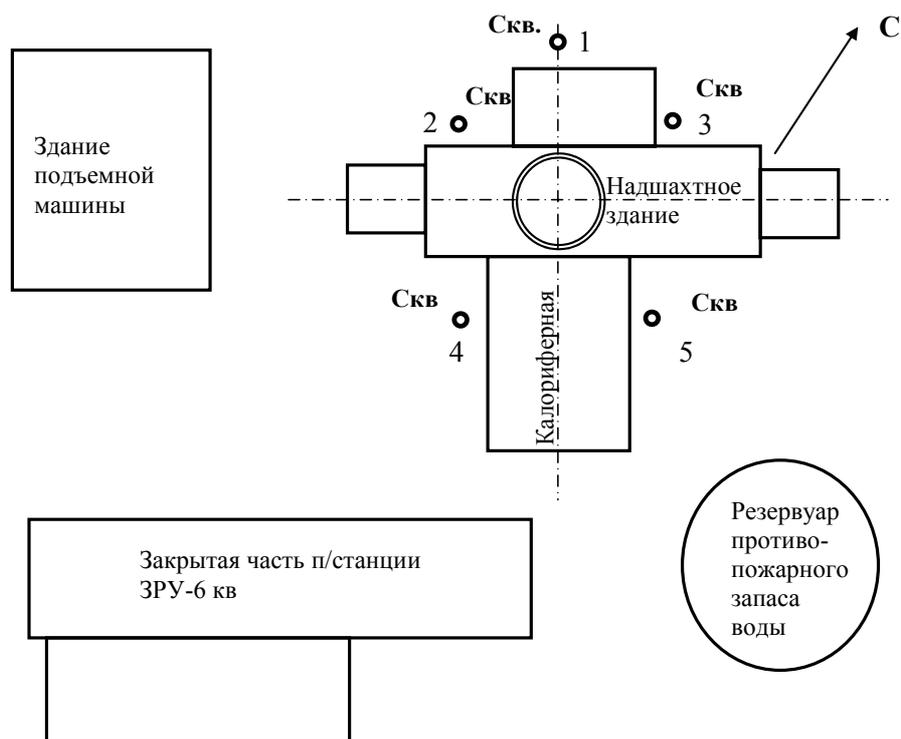


Рис.2. Схема расположения тампонажных скважин на промплощадке воздухоподающего ствола №10 ОП «шахта им. Димитрова» ГП «Красноармейскуголь»

4. Тампонажный раствор приготавливают по технологической схеме СТГ с помощью комплекса тампонажного оборудования, включающего:

- две цементно-смесительные установки УС-6/30;
- два цементировочных агрегата типа УНБ1-160/40 и насос НБ-125.

Технические показатели по последующему тампонажу приведены в табл.1.

Таблица 1

Технические показатели тампонажа

№	Показатели	Ед. ИЗМ.	Кол-во
1	Количество скважин	СКВ.	5
2	Общий объем буровых работ	п.м	210
3	Необходимый объем тампонажного раствора	м <sup>3</sup>	100*
4	Расход материалов:		
	-обсадные трубы диаметром 146мм	п.м.	23,4
	-обсадные трубы диаметром 108мм	п.м.	140,7
	-глина каолиновая (порошковая) Часов-Ярского месторождения	т	38
	- сульфатостойкий портландцемент М400 Донецкого цементного завода	т	10,5
	- силикат натрия (модулем 2,8-3,2) Константиновского стекольного завода	т	1
	- техническая вода	м <sup>3</sup>	80,6
- наполнитель (опилки)	кг	1000	

Примечание: 100\* - объем тампонажного раствора взят предварительно по данным замеров объемов выноса песка в горные выработки сопряжения воздухоподающего ствола №10.

Тампонажные работы осуществляется по зажимной схеме: первоначально осуществляется бурение и тампонаж скважин с нечетными номерами, затем бурение и тампонаж скважин с четными номерами. Нагнетание тампонажного раствора производится через устье скважины, оборудованного специальным герметизатором.

Нагнетание тампонажного раствора в каждую скважину производится непрерывно и продолжается до достижения расчетного конечного давления нагнетания, которое не превышает допустимого давления на крепь равным 0,4 МПа. При выполнении тампонажных работ в скважинах необходимо соблюдать режимные параметры нагнетания тампонажного раствора (рабочее давление нагнетания, расход). В случае отклонения процесса выполнения тампонажных работ от нормальных (высокое давление нагнетания, значительный объем закачки при низком давлении и т.д.) осуществляется оперативная корректировка режимных параметров тампонажа и, в случае необходимости, рецептуры тампонажного раствора. При выходе тампонажного раствора в соседние скважины, на поверхность земли или в ствол, нагнетание тампонажного раствора прекращается и возобновляется после его стабилизации, как правило, через 4 часа.

Проектом предусматривается комплексный контроль качества тампонажных работ, включающий:

- входной контроль качества исходных материалов (цемент, глина, жидкое стекло);
- контроль параметров глинистого раствора (плотность, вязкость);
- контроль плотности тампонажного раствора;
- регулярные замеры уровня подземных вод и тампонажного раствора в скважине в процессе ведения тампонажных работ;
- контроль режимных параметров нагнетания тампонажного раствора (давления нагнетания, расход);
- контроль за выходами тампонажного раствора на поверхность и в ствол;

**Выводы.** Реализация вышеприведенных решений путем сооружения на обводненном участке ствола закрепной гидроизоляционной завесы позволит обеспечить безопасную эксплуатацию воздухоподающего ствола №10 ОП «Шахта «Димитрова» ГП «Красноармейскуголь».

#### Список литературы

1. Комплексный метод тампонажа при строительстве шахт/ Э.Я Кипко, Ю.А. Полозов и др. – М., Недра, 1984.
2. Тампонаж обводненных горных пород. Справочное пособие/ Э.Я. Кипко, Ю.А. Полозов, О.Ю. Лушникова и др. – М.: Недра, 1989.
3. «Геологический отчет о переоценке запасов каменного угля на поле шахты Димитрова производственного объединения по добыче угля «Красноармейскуголь».», Укргеология, 1983г. №39-89-38/13.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 31.03.10*

## ПРИМЕНЕНИЕ КОМПЬЮТЕРНЫХ МОДЕЛЕЙ ДЛЯ ОЦЕНКИ ПОРОД В ОКРЕСТНОСТИ СОПРЯЖЕНИЯ СТВОЛА НА ШАХТЕ ИМ. А.Г. СТАХАНОВА

В статье приведены результаты компьютерного моделирования в упруго - пластической постановке и способ оценки напряженно деформированного состояния пород в окрестности сопряжения ствола с выработкой.

У статті приведені результати комп'ютерного моделювання в пружно - пластичній постановці і спосіб оцінки напружено деформованого стану порід в околиці сполучення ствола з виробкою.

The results of numerical modeling in elastic-plastic statement is shown and the estimation method of rock stress-strain state around bore and working conjunction is described of interface of a trunk with development.

**Введение.** Задача гарантированного обеспечения Украины углем – главного энергоносителя, требует строительства новых и реконструкции действующих угольных шахт. Ключевой и наиболее сложной задачей при этом является сооружение вертикальных стволов, от эксплуатационной надежности которых зависит ритмичность и экономичность работы шахт. В комплексе горных выработок современной шахты на долю стволов приходится 25...30 % стоимости и 35...50 % общего времени строительства.

Особое место в комплексе строительства вертикальных стволов шахт занимает сооружение сопряжений. Одним из перспективных направлений крепления вертикальных стволов шахт является применение комбинированных крепей с использованием анкеров, которые усиливают эффект принудительного сцепления основной крепи с массивом пород. В связи с этим, научное обоснование таких охранных конструкций, обоснование технологических параметров способов усиления крепей сопряжений, представляет актуальную научно-техническую задачу.

На шахте им. А.Г. Стаханова длительное время имеет место проблема обеспечения устойчивости сопряжений вентиляционного ствола №8 с выработками околоствольного двора пересекаемых глубоких (свыше 800 м) горизонтов.

В связи с этим **целью настоящей статьи** является освещение результатов оценки напряженно-деформированного состояния пород в окрестности сопряжения ствола на шахте им. А.Г. Стаханова.

**Основная часть.** Объект исследований – вентиляционный ствол № 8 диаметром в свету 7,0 м, пройденый в 1983-86 гг. до глубины 1277,6 м.

Для оценки напряженно-деформированного состояния сопряжения ствола №8 с выработками руддворов горизонтов 986 м и 1136 м была проведена серия численных экспериментов.

В ходе решение задачи, была проведена серия численных экспериментов.

Для расчетов выбирался случай с наиболее тяжелыми условиями, характеризующиеся объективными условиями эксплуатации выработок сопряжений. В качестве оценочных критериев принимались результаты обследования фактического состояния крепи сопряжений и примыкающих к ним участков ствола, а также величина показателя условий разработки, определяемого по формуле

$$\theta = \frac{R_c k_c}{\gamma H}, \quad (1)$$

где  $R_c$  – предел прочности пород на одноосное сжатие;  $k_c$  – коэффициент структурно-механического ослабления;  $\gamma$  – объемный вес пород;  $H$  – глубина от поверхности.

Численные исследования проводились в два этапа.

На первом этапе исследовалось общее напряженно-деформированное состояние объекта с максимальным учетом конструктивных параметров сопряжения. Моделирование такого геометрически сложного объекта в комплексе возможно только с применением объемной численной модели, что и было выполнено с применением стандартного решателя МКЭ.

Модель представляла собой вырезанную из массива область, содержащую комплекс выработок «ствол-сопряжение» (рис. 1). Среда полагалась упругой, весомой.

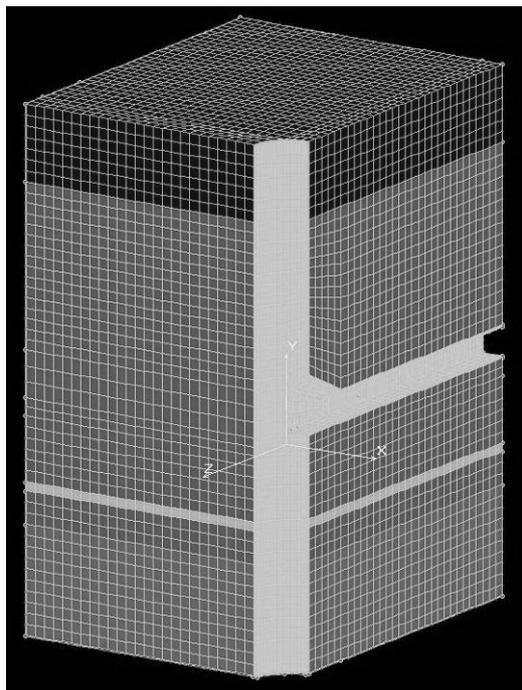


Рис. 1. Общий вид объемной модели системы «ствол-сопряжение»

Условия на межслоевых контактах не учитывались (сплошная модель со слоями, обладающими различными свойствами).

Учитывая двухосевую симметрию принятой расчетной схемы, в рассмотрении участвовала четверть вырезанной области с соблюдением всех необходимых граничных условий осесимметричной задачи.

Вся совокупность элементов была разбита на группы по физико-механическим свойствам. Всего использовалось пять групп: 4 – горные породы, и 1 – крепь выработок.

Физико-механические свойства моделируемых слоев представлены в табл. 1.

Таблица 1

Физико-механические свойства моделируемых слоев горных пород

Показатель	Группа 1	Группа 2	Группа 3	Группа 4
	Песчаник крепкий	Толща сланцевых пород (алевролит, аргиллит)	Песчаник трещиноватый	Песчаник средней крепости
Модуль Юнга, МПа	$2,5 \cdot 10^4$	$8,0 \cdot 10^3$	$2,5 \cdot 10^4$	$2,5 \cdot 10^4$
Коэф. Пуассона	0,25	0,23	0,25	0,25
Модуль сдвига, МПа	$1,67 \cdot 10^4$	$5,19 \cdot 10^3$	$1,67 \cdot 10^4$	$1,67 \cdot 10^4$
Прочность на сжатие, МПа	80,0	25,0	40,0	70,0
Прочность на растяжение, МПа	8,0	2,5	4,0	7,0
Объемный вес, МН/м <sup>3</sup>	$2,6 \cdot 10^{-2}$	$2,2 \cdot 10^{-2}$	$2,4 \cdot 10^{-2}$	$2,5 \cdot 10^{-2}$

Целью *первого этапа исследований* являлась общая оценка НДС породного массива, включающего комплекс сопряжения.

Результатами расчетов явились картины распределения компонентов напряжений и деформаций, развивающихся под действием нагрузки в модели.

Полученные числовые данные затем подвергались дополнительной обработке с целью оценки конфигурации и размеров зоны неупругих деформаций (ЗНД), развивающейся в породном массиве в районе сопряжения.

Формирование группы элементов, представляющих ЗНД, производилось из тех из них, которые удовлетворяют критерию

$$\sigma_e \geq R_c k_c, \quad (2)$$

где  $\sigma_e$  – величина так называемых эквивалентных напряжений, приводящих объемное напряженное состояние, в котором находится исследуемое тело, к эквивалентному одноосному состоянию. Это необходимо, поскольку мерой прочности является величина предела прочности на одноосное сжатие.

Величина эквивалентных напряжений может быть рассчитана на основании различных достаточно обоснованных теорий прочности. В данном случае для объемной задачи использован критерий П.П. Баландина [1, 2]:

$$\sigma_e = \frac{(\psi - 1)(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)}{2\psi} + \frac{\sqrt{(\psi - 1)^2(\sigma_1 + \sigma_2 + \sigma_3)^2 + 4\psi[(\sigma_1 - \sigma_2)^2 + (\sigma_2 - \sigma_3)^2 + (\sigma_3 - \sigma_1)^2]}}{2\psi}. \quad (3)$$

В формуле (3):  $\sigma_1, \sigma_2, \sigma_3$  – компоненты главных напряжений;  $\psi = \frac{R_p}{R_c}$  –

коэффициент хрупкости;  $R_p, R_c$  – пределы прочности на одноосное растяжение и сжатие соответственно.

Поскольку размер объемных элементов не позволял получать детальную картину НДС, потребовался *второй этап исследований*, целью которого являлся детальный анализ конфигурации ЗНД, степени разрушения элементов по ее площади и оценка величины перемещений разупрочняющихся пород.

Второй этап выполнялся на плоских моделях с применением специального алгоритма, учитывающего нелинейные эффекты разрыхления и разупрочнения в пределах ЗНД [1]. При этом величина эквивалентных напряжений определялась по формуле, выведенной из хорошо обоснованного критерия прочности Парчевского-Шашенко [4]:

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

**Анализ полученных результатов численного моделирования.** Анализ результатов решения по первому этапу (объемная задача) (рис. 2-3) показывает следующее.

Распределение напряжений в крепи ствола и прилегающей выработки рудного двора весьма неоднородно. Максимумы упругих напряжений (свыше 500 МПа) имеют место в крепи ствола, в непосредственной близости от сопряжения и распространяются вверх от сопряжения на высоту до 15 м. Вниз от сопряжения зона повышенной напряженности крепи ствола распространяется на расстояние до 12 м.

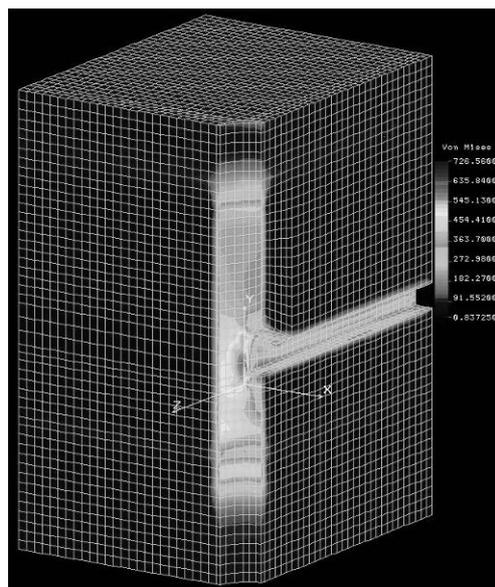


Рис. 2. Картина распределения эквивалентных напряжений по исследуемой области (первый этап).

Деформации массива в окрестности выработки сопряжения локализованы в основном в ее кровле и почве.

Таким образом, реализация мероприятий по усилению крепи на сопряжении должна производиться вверх, вниз и вдоль выработки руддвора на расстоянии 12-15 м.

На рис. 3 представлена форма и размеры ЗНД, полученные после анализа результатов объемной модели. Видно, что наличие такой сложной системы, как сопряжение вертикального ствола с горизонтом, приводит к формированию ЗНД больших размеров именно в зоне влияния сопряжения.

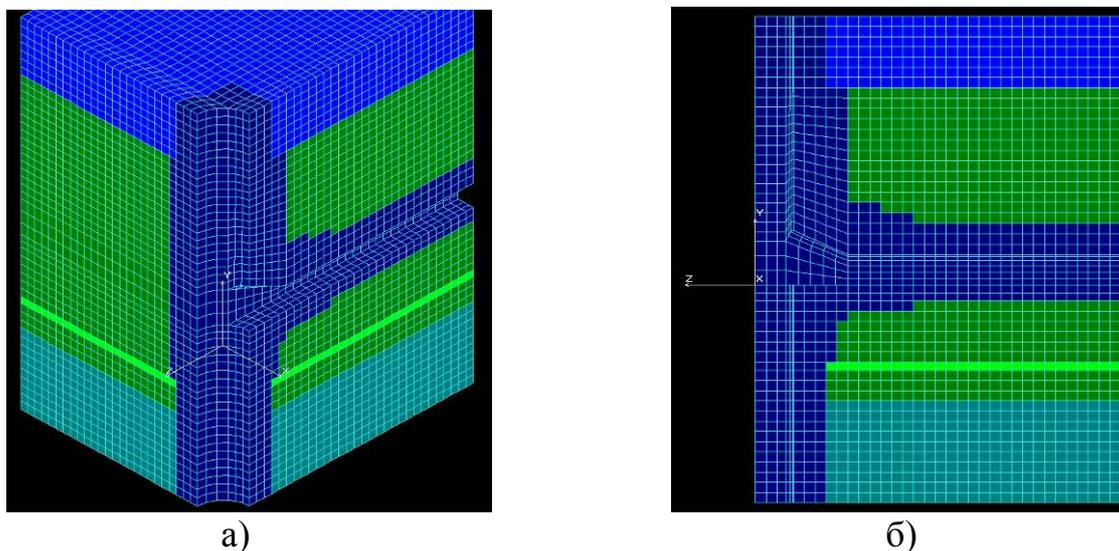


Рис. 3. Форма ЗНД, полученная при анализе результатов решения на объемной модели (первый этап): а) общий вид; б) вид со стороны оси симметрии

Результаты численного моделирования достаточно хорошо соотносятся с наблюдаемыми в шахте явлениями деформации крепи ствола и сопряжений горизонтов.

Оценка перемещений породного контура производилась на втором этапе на плоских моделях. Они вырезались из объемной модели в пределах установленной выше зоны влияния. Учет влияния сопрягающихся выработок при переходе от объемной к плоской задаче выполнен введением коэффициента концентрации напряжений. Он принимался равным двум [1, 2].

На рис. 4 представлены размеры ЗНД по результатам второго этапа решения. Различный цвет элементов, входящих в ЗНД, обусловлен разной степенью их разрушения.

Анализ представленных результатов показывает следующее. Размеры ЗНД как для ствола, так и для примыкающей выработки руддвора, полученные в объемной модели и в плоских моделях, достаточно хорошо соотносятся (табл. 2) – отклонение не превышает 10%, что для задач механики горных пород является достаточной точностью.

Величины относительного радиуса ЗНД  $r_L$ , отнесенного к радиусу выработки, представленные в табл. 2, имеют значения, превышающие так называемый критический радиус  $r_L^* \approx 3,0$  [3]. Из этого следует, что в выработках может иметь место пучение пород, что и наблюдается в действительности.

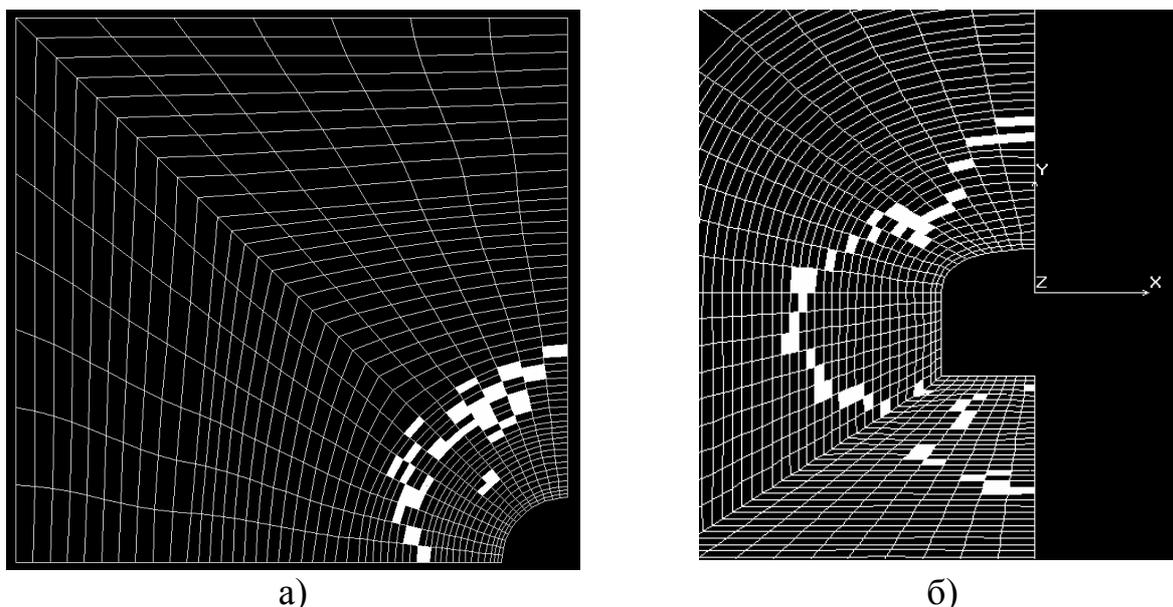


Рис. 4. Форма и размеры ЗНД, полученные при анализе результатов решения на плоских моделях (второй этап): а) в окрестности участка ствола; б) в окрестности участка выработки руддвора

Таблица 2

Сравнение относительных радиусов ЗНД ( $r_L$ ) на объемной и плоских моделях

Положение в пространстве	Объемная модель	Плоская модель
Участок ствола:		
Со стороны сопряжения	3,65	3,34
С поворотом на $-90^\circ$ от предыдущего положения	2,53	2,30
Примыкающая выработка руддвора:		
В кровле	2,41	2,30
В боку	3,25	2,95
В почве	2,20	2,10

Анализ полученных расчетом МКЭ смещений показывает, что их величина на контуре выработки (внешнем контуре крепи) достигает для участка ствола – 0,09-0,1 м вдоль всего контура, и для примыкающей выработки – 0,09-0,1 м для кровли, 0,07-0,09 м для боков, 0,04-0,01 м для почвы.

Данные величины представляют собой, как указывалось ранее, значения перемещений, не учитывающих дополнительные деформации контура от объемного разрыхления пород. На рис. 5 представлены эпюры смещений, рассчитанных с учетом объемного разрыхления в области руинного разрушения ЗНД.

Полученные результаты указывают, что большие размеры ЗНД, значительные нагрузки на жесткую крепь исследуемого объекта превышают несущую способность существующей крепи, поэтому следует включать в работу прилегающий массив. Это можно сделать, применяя такие высокотехнологичные элементы, как анкерные системы. Именно они и должны лечь в основу конструкции крепи усиления сопряжений вертикального ствола и горизонтов для рассматриваемых в работе условий.

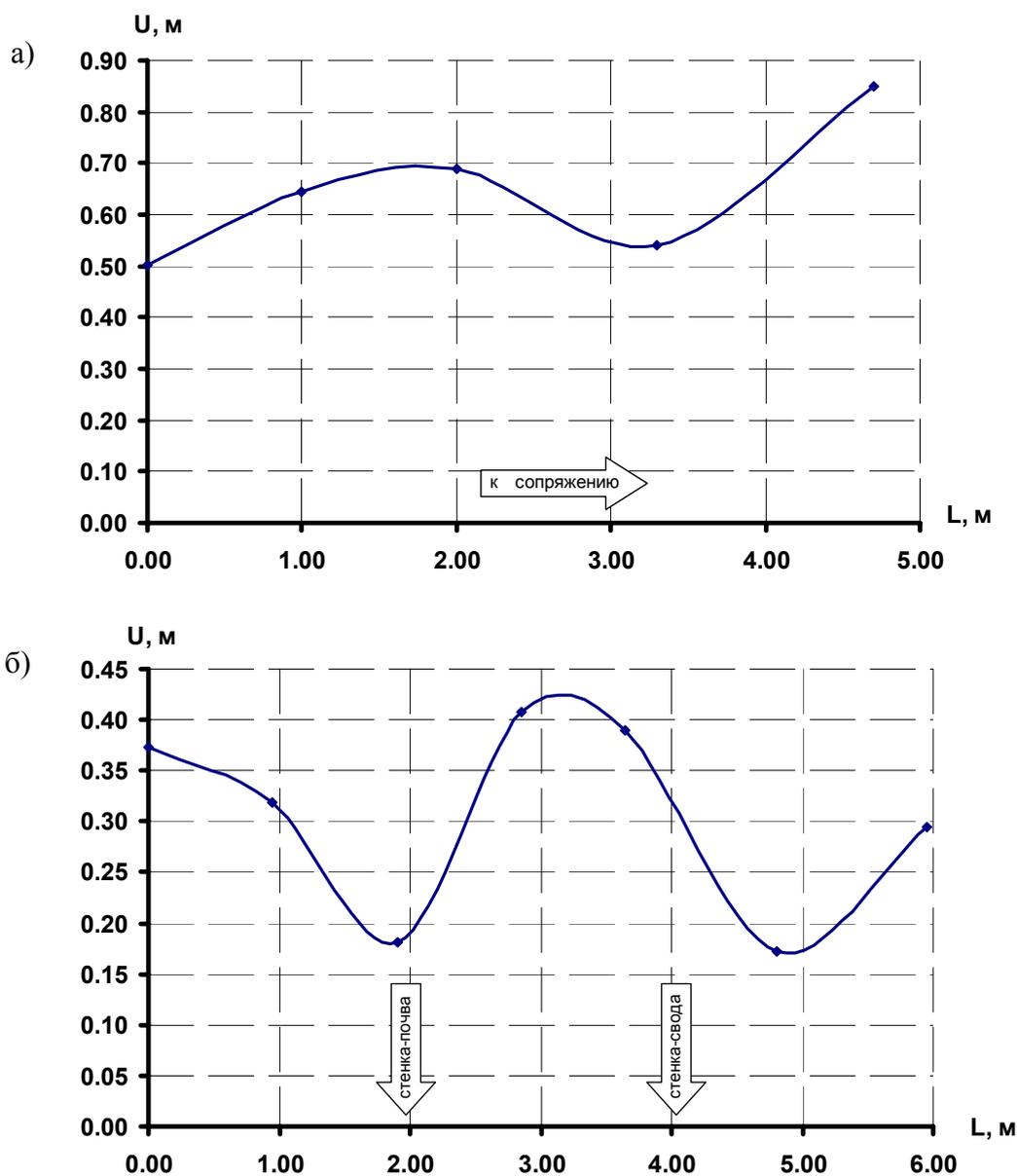


Рис. 5. Расчетные величины перемещений породного контура, полученные с учетом объемного разрыхления (развертка): а) участок ствола; б) примыкающая выработка руддвора («0» – почвы выработки)

### Выводы.

1. Реализация мероприятий по усилению крепи на сопряжении должна производиться вверх, вниз и вдоль выработки руддвора на расстоянии 12-15 м.

2. Усиление крепи должно выполняться не по пути увеличения его несущей способности за счет материалоемкости, а по пути введения усиливающих элементов, работающих на иных принципах, например, анкерных систем.

3. Установленные основные параметры напряженно-деформированного состояния исследуемой геомеханической системы позволяют разрабатывать параметры средств усиления существующей крепи и обеспечения эксплуатационного состояния системы «ствол-сопряжение-массив».

#### Список литературы

1. Друккер Д.О единственности решений в теории пластичности // Механика. Период сб. пер. иностр. статей.– 1957.– №4. – С. 72-80.
2. Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Гапеев С.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород.– Днепропетровск: НГУ, 2008. – 224 с.
3. Шашенко А.Н., Тулуб С.Б., Сдвижкова Е.А. Некоторые задачи статистической геомеханики.– К.: Універ. вид-во «Пульсари», 2002.– 304с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 24.03.10*

УДК 622.281

© Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно, Я.О. Шуляк

### **ОСОБЕННОСТИ ПЕРЕДАЧИ ДАВЛЕНИЯ, ОТ СТЕНОК ШПУРА, СОДЕРЖАЩЕГО НЕВЗРЫВЧАТЫЙ РАЗРУШАЮЩИЙ МАТЕРИАЛ, ВГЛУБЬ ПОРОДНОГО МАССИВА**

Приведены результаты лабораторных исследований особенностей невзрывного нагружения пород, а также результаты математического моделирования процесса передачи напряжений от стенок шпура вглубь массива.

Наведені результати лабораторних досліджень особливостей невибухового навантаження порід, а також результати математичного моделювання процесу передачі напружень від стінок шпура вглиб масиву .

The results of laboratory researches of features of non-explosive lading of rocks, and also results of mathematical design of process of transmission of tensions, are resulted from the walls of mining hole deep into array.

Анализ состояния современных горных выработок показывает, что потеря площади поперечного сечения для подготовительных выработок вне зоны влияния очистных работ превышает 30-40%, а на сопряжениях с очистным забоем – достигают 50-70%, что приводит к необходимости их перекрепления и ремонта. Применение более металлоемких конструкций крепей не позволяет решить указанную проблему. Это объясняется сложностью предотвращения и сдерживания развития вокруг выработок на современных глубинах зоны разрушенных пород (ЗРП).

Для сохранения устойчивости пород в пределах ЗРП был предложен способ, основанный на сжатии разрушенных горных пород при помощи саморасширяющихся составов [1]. Основным параметром предлагаемого способа обеспечения устойчивости выработок является расстояние между шпурами с распорными элементами. В качестве средства создания распора предлагается использовать невзрывчатый разрушающий материал НРВ-80, лабораторные исследования свойств которого [2, 3], позволяют определить давление, развиваемое данным составом при различных объемных деформациях.

В данной статье с целью определения зоны влияния одного распорного элемента ставится задача изучения закономерностей передачи давления от стенок шпура содержащего саморасширяющийся материал вглубь породного массива.

Существует аналитическое решение подобной задачи для исследования действия взрыва в грунте [4], однако его применение для рассматриваемого случая, на наш взгляд, не совсем корректно, что связано с разным механизмом воздействия на массив, и, соответственно, разными причинами разрушения пород.

Для сравнения взрывного и невзрывного способов нагружения пород было проведено несколько опытов. В масштабе 1:5 моделировался массив пород вмещающий шпур диаметром 43мм, содержащий на первом этапе патрон с ВВ, на втором – невзрывчатый разрушающий материал.

В первой серии опытов исследования проводились на гипсовых плитах размерами 240х240х60 мм с прочностью на одноосное сжатие 1,8 МПа. Общий вид плит после испытания приведен на рисунке 1.

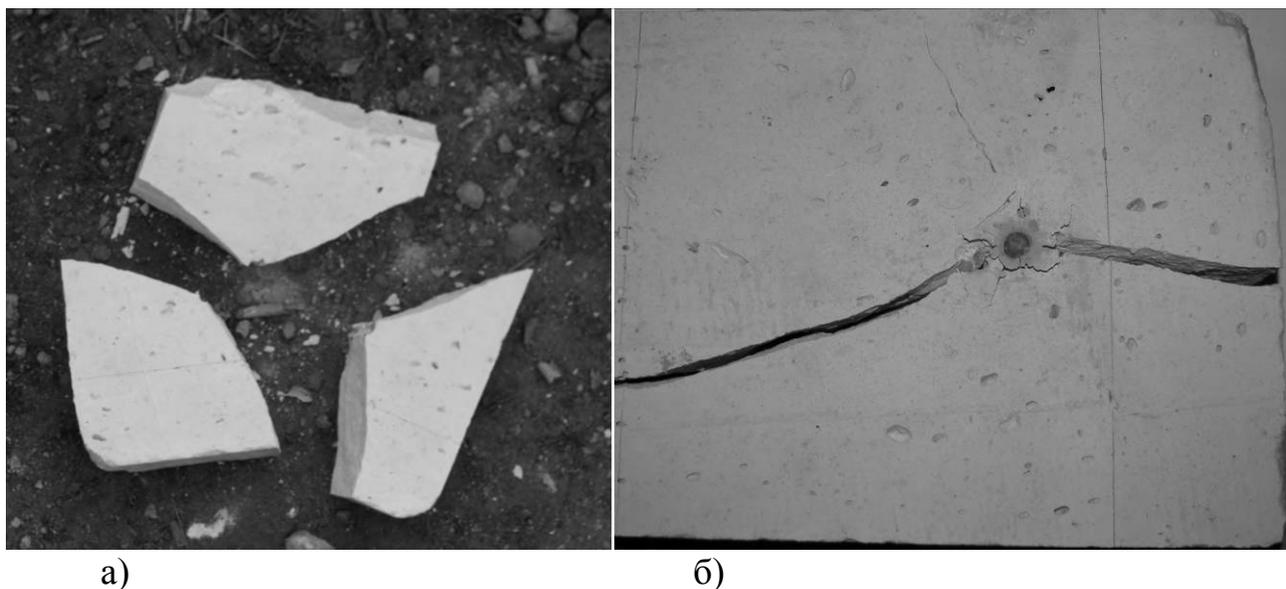


Рис. 1. Результаты разрушения плит из гипса: а) при помощи ВВ; б) при помощи НРВ-80

Анализ состояния поверхностей шпуров, после проведения экспериментов, показал, что при взрывном разрушении стенки шпура пересечены системой радиальных трещин, а при невзрывном – стенки практически гладкие. Таким образом, несмотря на наличие трех открытых поверхностей для испытываемых плит, очевидно вследствие динамического воздействия взрыва, околошпуровая область разрушается, в то время как при постепенном нагружении стенки шпура остаются неразрушенными. Состояние стенок шпуров после разрушения образцов приведено на рисунке 2.

Во второй серии опытов исследования проводились на образцах из глины, помещенных в пластиковые цилиндры. Влажность глины составляла 26%. Диаметр пластиковых цилиндров 70 мм для первого опыта и 175 мм для второго опыта. Общий вид образцов первого и второго опыта после проведения эксперимента приведен на рисунке 3 и 4 соответственно.

Анализ представленных рисунков показывает, что в результате взрывания заряда ВВ, в глине образуется цилиндрическая полость диаметром 3,0-3,30 диаметра шпура, за пределами этой полости сплошность испытываемых образцов не нарушена; далее наблюдается зона уплотнения материала диаметром 4,7-4,9 диамет-

ра шпура, то есть, можно утверждать, что зона влияния взрыва ограничивается 5 диаметрами шпура. Результаты моделирования удовлетворительно согласуются с данными полученными при взрывании камуфлетных зарядов в глине [5].

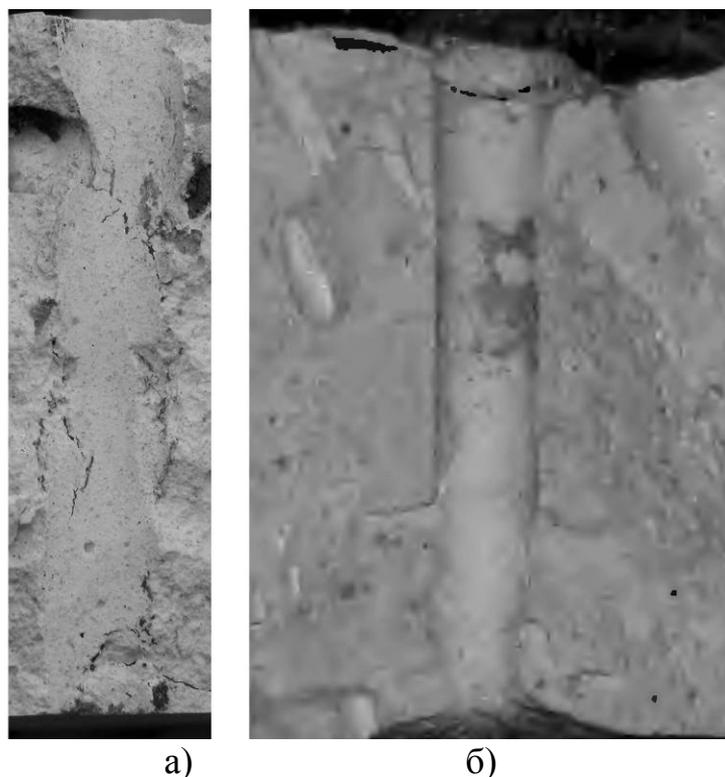


Рис. 2. Стенки шпуров после разрушения образцов: а) при помощи ВВ; б) при помощи НРВ-80

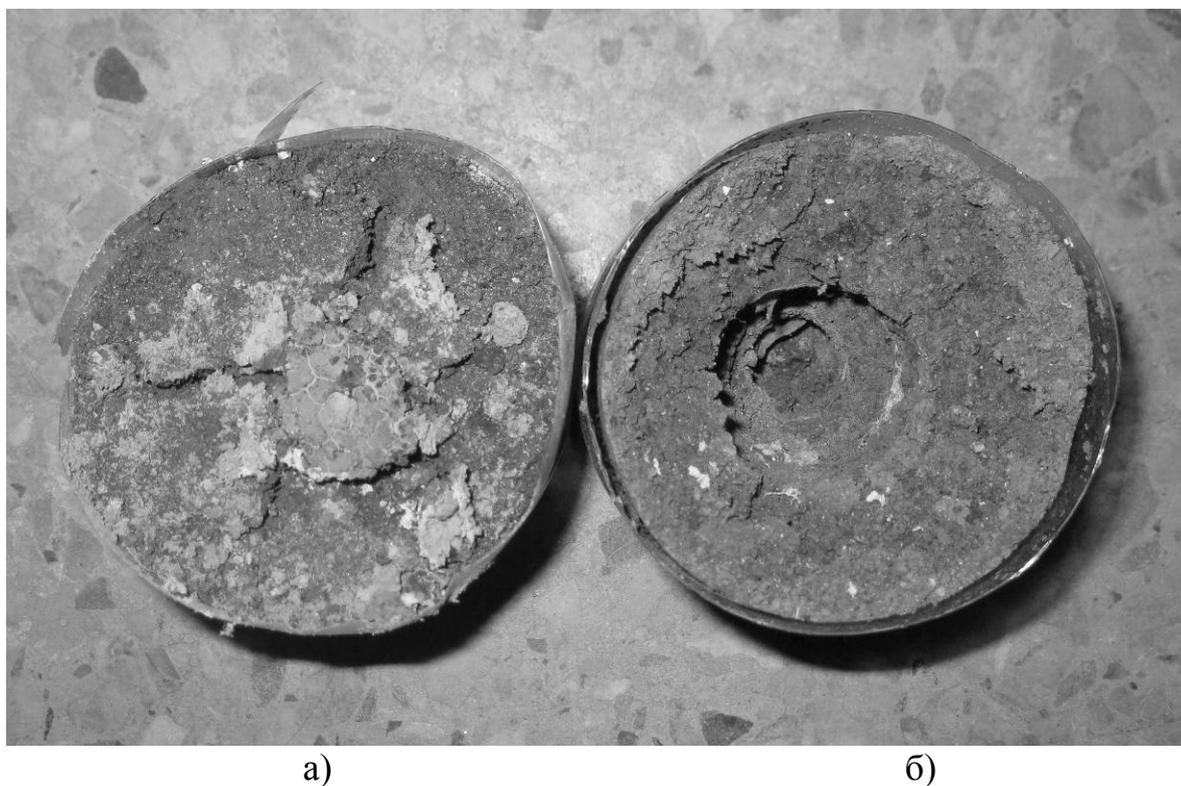


Рис. 3. Общий вид образцов после их нагружения (наружный диаметр 70мм): а) при помощи НРВ-80; б) при помощи ВВ

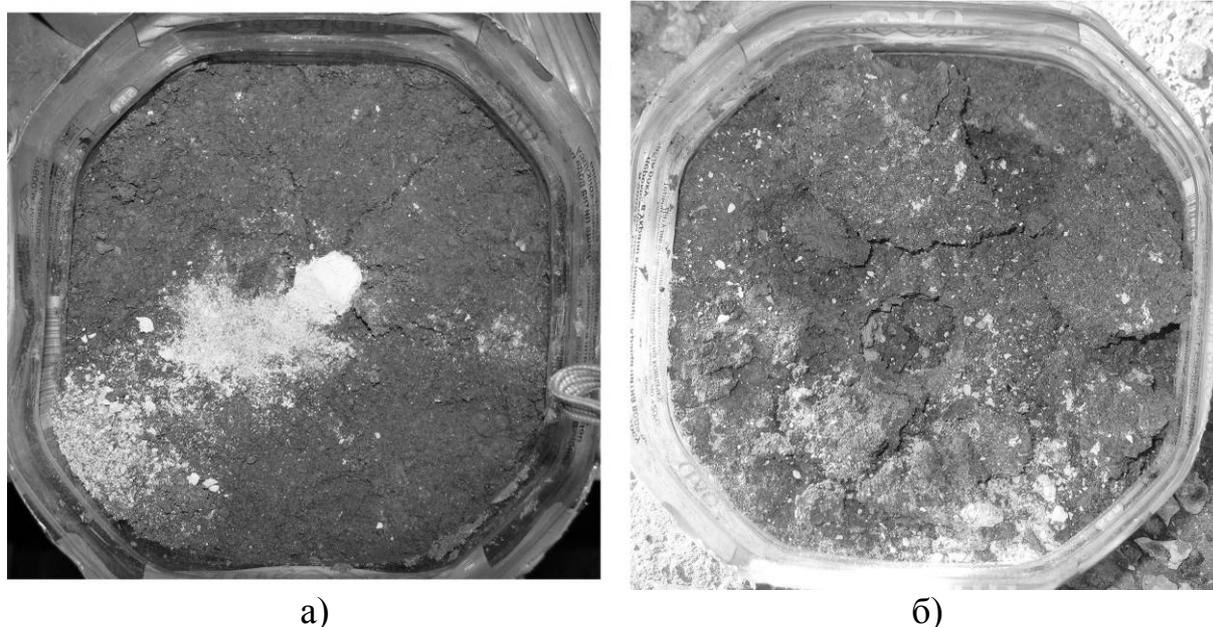


Рис. 4. Общий вид образцов после их нагружения (наружный диаметр 175мм): а) при помощи НРВ-80; б) при помощи ВВ

Результатом действия невзрывчатого разрушающего материала также является образование полости диаметром 2,8-3,2 диаметра шпура; однако за пределами этой полости образцы разбиты радиальными трещинами в зоне диаметром 6,2-8,0 диаметра шпура, а зона интенсивного уплотнения визуально не наблюдается.

Проведенные исследования показывают, что взрывное и невзрывное воздействие, даже при одинаковом результате, имеет различную природу и характер. При взрыве мгновенно высвобождается большое количество энергии, что приводит к импульсному воздействию на породы. В результате такого воздействия породы контура шпура, находящиеся на фронте ударной волны, разрушаются от мгновенного действия сжимающих напряжений, не успевая перераспределить давления от расширения взрывных газов вглубь массива. При этом область влияния взрыва небольшая, так как происходит интенсивное затухание ударной волны.

Передача давления от саморасширяющегося материала на вмещающий массив осуществляется постепенно: в массиве происходит перераспределение напряжений, и контур шпура успевает разгрузиться от повышенных сжимающих напряжений, в результате чего стенки шпура остаются практически ненарушенными, а вокруг шпура образуются сдвиговые трещины.

Таким образом, можно сделать вывод, что деформационные процессы, возникающие в массиве при расширении невзрывчатых разрушающих веществ, имеют различный механизм и свои особенности, по сравнению с процессами вызываемыми действием взрыва, что определяет различную область влияния шпуров, содержащих патрон с ВВ, и невзрывчатый разрушающий материал. Из сказанного следует, что задача определения особенностей передачи давления,

от стенок шпура, вмещающего саморасширяющийся материал, вглубь породного массива является актуальной и требует решения.

Решение поставленной задачи проводилось методом конечных элементов с использованием программного комплекса ANSYS. Задача решалась в объемной постановке. В силу осесимметричности задачи моделировалась половина сечения вдоль вертикальной оси шпура. Моделирование производилось в масштабе 1:1.

Исходные данные для моделирования были взяты из кадастра физических свойств горных пород для условий Донецко-Макеевского угленосного района. Моделировался шпур с распорным элементом расположенный в алевролите с прочностью на одноосное сжатие – 35МПа. На внутреннюю поверхность моделируемого шпура прикладывалась распределенная нагрузка, соответствующая давлению от саморасширения НРВ-80.

Основные данные для моделирования сведены в таблицу 1. Задача решалась в два этапа - в упругой линейной постановке, и в нелинейной постановке с использованием критерия Кулона Мора.

Таблица 1

Исходные данные для моделирования

№ п/п	Объемная масса $\gamma$ , кгс/м <sup>3</sup>	Модуль упругости E, кгс/см <sup>2</sup>	Угол внутреннего трения $\varphi$ , 25 град	Сцепление C, кгс/см <sup>2</sup>
1	2400	258000	25	95

Результаты моделирования в графическом виде приведены ниже. На рис. 5 приведены картины распределения эквивалентных напряжений рассчитанных по Мизесу, а на рис. 6 – картины распределения общих смещений вокруг шпура.

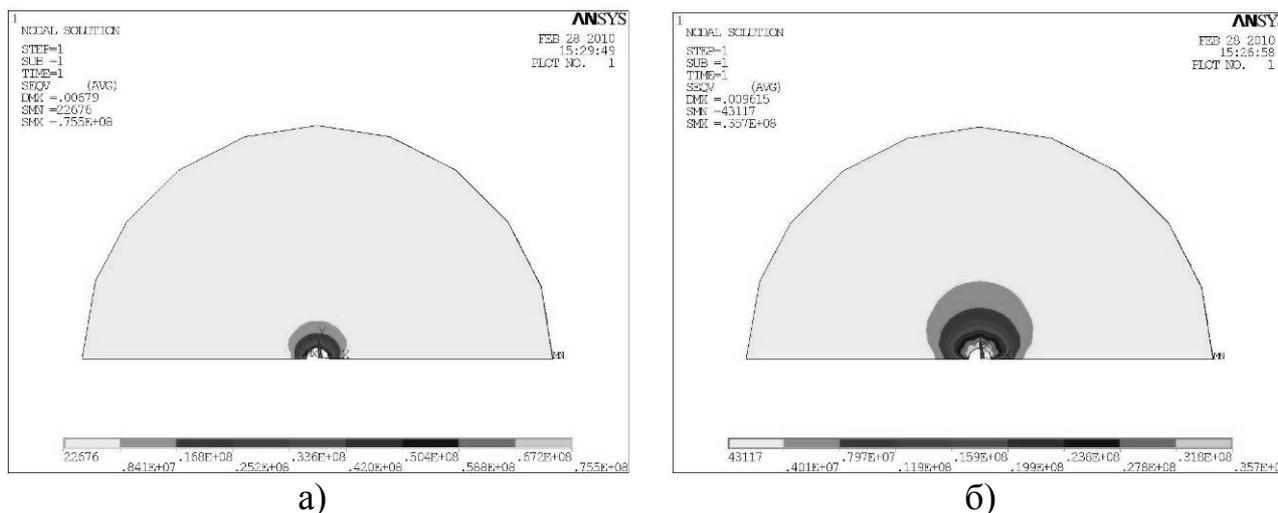
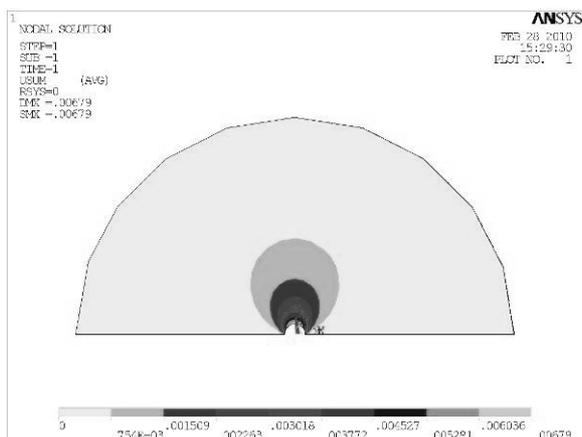
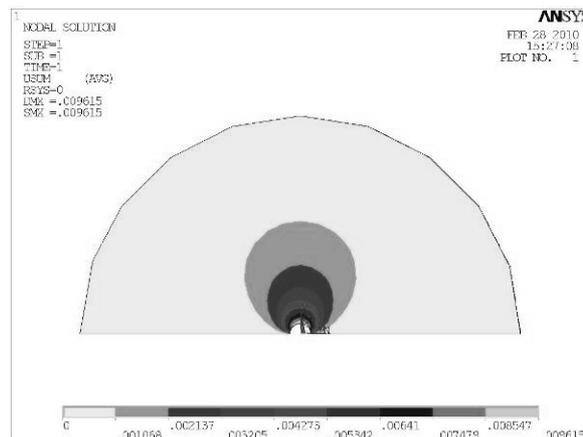


Рис. 5. Картина распределения в модели эквивалентных напряжений по Мизесу: а) при упругой постановке задачи; б) при нелинейной постановке с использованием критерия Кулона Мора



а)



б)

Рис. 6. Распределение суммарных смещений в модели: а) при упругой постановке задачи; б) при нелинейной постановке с использованием критерия Кулона Мора

Анализ приведенных картин распределения напряжений позволяет сделать вывод, что область влияния шпура при решении задачи в упругой постановке значительно меньше, чем при решении в нелинейной постановке. Смещения контура шпура, на 43% больше при нелинейном решении задачи. Очевидно, что нелинейное решение позволяет получить более точные результаты.

Для определения области эффективного влияния шпура с распорным элементом были построены кривые изменения эквивалентных напряжений по Мизесу  $\sigma_{\text{экв}}$ , МПа при удалении от стенок шпура на расстояние  $a$ , м, (рис. 7).

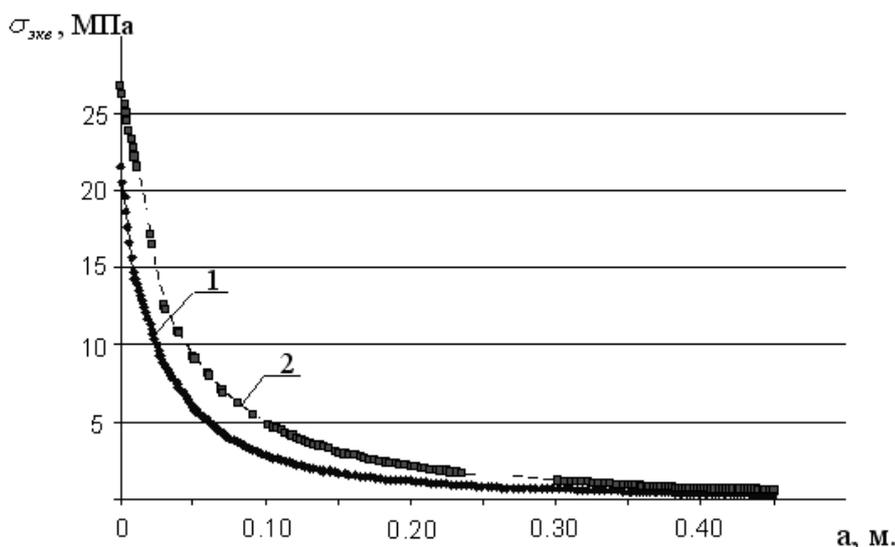


Рис 7. Графики, изменения эквивалентных напряжений по Мизесу  $\sigma_{\text{экв}}$ , МПа при удалении от стенок шпура на расстояние  $a$ , м: 1 – при линейной упругой постановке задачи; 2 – при нелинейной постановке с использованием критерия Кулона Мора.

Обработка результатов моделирования позволила получить графики, характеризующие изменение коэффициента передачи давления через породный массив рис. 8. На рисунке 8 по оси абсцисс отложено отношение расстояния от центральной оси шпура R2 к радиусу шпура R1, по оси ординат - отношение давления P2, возникающего на расстоянии R2 к давлению P1 оказываемом НРВ на стенки шпура.

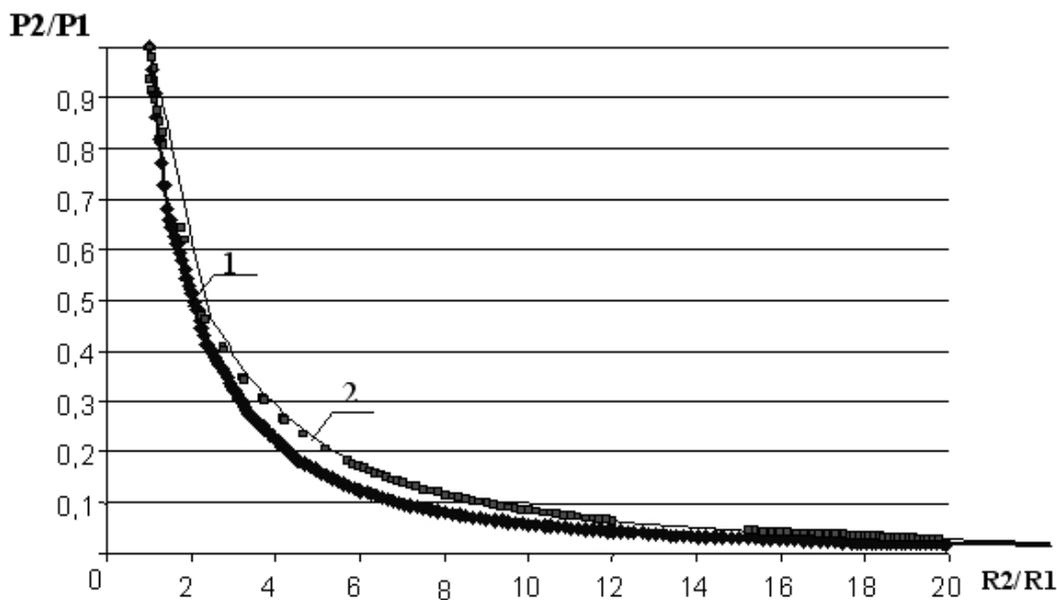


Рис 8. Графики, зависимости коэффициента передачи давления ( $P2/P1$ ) вглубь массива пород на расстояние  $R2/R1$ : 1 – при линейной упругой постановке задачи; 2 – при нелинейной постановке с использованием критерия Кулона Мора

Задаваясь необходимым давлением на границе зон влияния соседних шпуров, например, 5% от давления на стенки шпура, пользуясь графиками, приведенными на рисунке 8, можем установить необходимое расстояние между шпурами для моделируемых пород. Указанное расстояние составит 0,4м и 0,6м при решении задачи в упругой линейной и в нелинейной постановке соответственно.

Анализ графиков позволяет сделать вывод, что коэффициент передачи давления снижается при удалении от стенок шпура вглубь массива по зависимости близкой к экспоненциальной.

Таким образом, проведенные исследования позволяют сделать следующие **выводы**: деформационные процессы, возникающие в массиве при расширении невзрывчатых разрушающих веществ, имеют различный механизм и свои особенности, по сравнению с процессами вызываемыми действием взрыва, что предопределяет различную область влияния шпуров, содержащих патрон с ВВ, и невзрывчатый разрушающий материал; коэффициент передачи нагрузки от распорного элемента расположенного в шпуре вглубь породного массива снижается по экспоненциальной зависимости при увеличении расстояния от центральной оси шпура. При этом зона эффективного влияния шпура расположенного в алевролите с прочностью на одноосное сжатие 30МПа и характерными свойствами для Донецко-Макеевского района составляет 0,4-0,6 м.

#### Список литературы

1. Сахно И.Г., Петренко Ю.А., Овчаренко Н.А. Лабораторные исследования особенностей работы разрушенных горных пород при формировании из них несущей конструкции / Проблемы гірського тиску 2008, №16- С 70-81
2. Касьян Н.Н., Овчаренко Н.А., Сахно И.Г., Петренко Ю.А., Самусь О.Л. Лабораторные исследования работы невзрывчатых разрушающих веществ при упрочнении массивов разрушенных горных пород // Науковий вісник НГУ. 2008. - №8. - С. 50-52.
3. Касьян Н.Н., Сахно И.Г. Лабораторные исследование влияния компонентного состава НРВ-80 на его рабочую характеристику при укреплении вмещающего горные выработки массива // Вісник Криворізького технічного університету. 2009. - №23. - С. 31-34.
4. Физика взрыва / Ф.А. Баум, Л.П. Орленко, К.П. Станюкович и др. М.: Наука, 1975.
5. Сонин С.Д., Шейхет М.Н., Черняк И.Л. Борьба с пучением почвы горных выработок взрыванием камуфлетных зарядов // Шахтное строительство. - 1961. - №3. - С. 8-10.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шащенко О.М.  
Надійшла до редакції 31.03.10*

УДК 539.37:552.43

© А.М. Самедов, О.О. Жданова

## **ДОСЛІДЖЕННЯ ПОВЗУЧОСТІ ПРИ ОДНООСНОМУ СТИСКАННІ БЕТОНІВ НА ОСНОВІ КРУПНОГО ЗАПОВНЮВАЧА ЗІ СЛАНЦЕВИХ ГІРСЬКИХ ПОРІД**

Наведені результати експериментальних досліджень повзучості при одноосному стисканні бетонних зразків, виготовлених на основі сланцевих гірських порід. Встановлено, що для опису деформацій у часі бетонів на основі крупного заповнювача зі сланцевих порід, можна застосувати нелінійну теорію в'язко-пружності.

Приведены результаты экспериментальных исследований ползучести при одноосном сжатии бетонных образцов, изготовленных на основе сланцевых горных пород. Установлено, что для описания деформаций во времени бетонов на основе крупного заполнителя из сланцевых пород, можно применить нелинейную теорию вязко-упругости.

Results of experimental researches of creep at monoaxial compression of the concrete samples made of slate rocks are given. It is established, that for the description of deformations in time of concrete on the basis of slate rocks, it is possible to apply the nonlinear theory of viscosity-elasticity.

**Вступ. Формулювання мети роботи.** Відомо, що короткочасна міцність і деформативність матеріалів значною мірою відрізняються від їхніх тривалих характеристик. Оскільки бетонні та залізобетонні конструкції на основі сланцевого щебеню, що використовується для виготовлення підземних споруд, у процесі експлуатації знаходяться під впливом стискаючого, розтягуючого, згинаючого навантаження, а також їх сукупності, міцність і деформації цих виробів при тривалій дії на них навантаження представляють великий практичний інтерес. В підземних спорудах часто конструкції підлягають одноосному стисканню. Тому нами була поставлена мета дослідити повзучість бетонів, в основу яких входять сланцеві гірські породи, та описати їх деформації у часі.

**Постановка задач дослідження.** Для опису деформованості в часі зазвичай використовуються принципи пружно-в'язкості, які дають лінійні наближен-

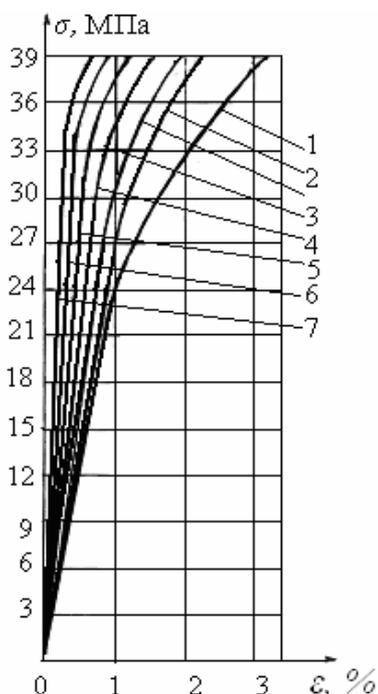
ня між напруженням та деформацією у часі при невеликих значеннях напружень. Однак апарат лінійної в'язко-пружності [1] навіть для більшості ізотропних матеріалів є обмеженим у застосуванні, а для анізотропних матеріалів, таких як сланцеві породи, практично не використовується.

Нелінійна теорія в'язко-пружності [2-4], заснована на рівняннях наслідкового типу, широко застосовується в експериментально-теоретичних дослідженнях. Однак через необхідність у великій кількості експериментально-деформативних характеристик матеріалу, які необхідно визначити, а також складності при розрахунку нелінійних операторів, дана теорія не дозволяє широко використовувати її при вирішенні завдань.

Велике поширення одержали варіанти нелінійної теорії в'язко-пружності, в основі якої лежить гіпотеза про подобу ізохронних кривих повзучості та подобу самих кривих повзучості [5]. Саме цю теорію ми візьмемо в основу для опису деформацій у часі бетонів, в якості крупного заповнювача яких використані сланцеві гірські породи.

### Викладення основного матеріалу і результати.

Досліди з повзучості при одноосьовому стиску проводилися на дослідній машині ЦД-10 на зразках у вигляді призм з бетону розмірами 100x100x200 мм, в якості крупних заповнювачів яких використані сланцеві гірські породи, попередньо оброблені гідрофобним матеріалом Aquastop, в якості в'язучої речовини використаний портландцемент активністю 40 МПа при природному твердненні зразків терміном 28-30 діб, кімнатній температурі 18-22°C.



Поздовжні та поперечні деформації заміряли одночасно тензодатчиками. Навантаження при випробуваннях бралися такими, щоб значення напружень  $\sigma_l$  були нижче меж тривалого одноосьового опору  $(0,4 \div 0,85)\sigma_{mp}$ . Тривалий одноосьовий опір бетону В40 на основі щебеню зі сланцевих порід становить  $\sigma_{mp} = 30 \div 40$  МПа. Цим забезпечувалася пружно-в'язка область роботи елементів конструкцій зі сланцевих анізотропних щебенів. За час, протягом якого велося випробування, зростання деформацій практично повністю загасало.

Ізохронні криві повзучості зразків при різному значенні часу показані на рис. 1.

Рис.1. Ізохронні криві повзучості бетонних призм розміром 100x100x200мм, в якості крупного заповнювача яких використані сланцеві гірські породи: 1 – 7 – криві повзучості відповідно при  $t = 1$  год;  $t = 2$  год;  $t = 4$  год;  $t = 10$  год;  $t = 30$  год;  $t = 60$  год;  $t = 80$  год

Криві повзучості зразків при одноосьовому стисканні показані на рис. 2, в якому наведені зміни поздовжніх (рис.2, а) і поперечних (рис.2, б) деформацій при різних значеннях часу.

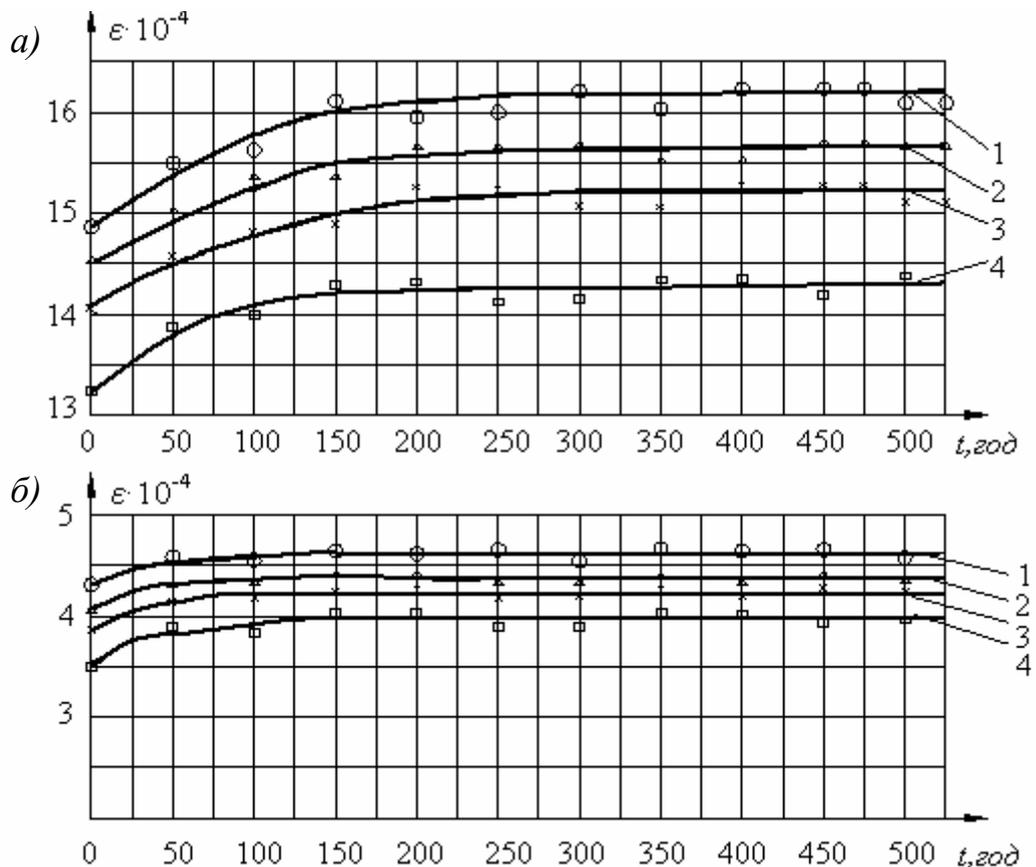


Рис.2. Криві повзучості зразків при одноосьовому стиску. а – поздовжні деформації  $\varepsilon$ ; б – поперечні деформації  $\varepsilon$ ; 1 – 4 – криві повзучості, відповідно 1 при  $\sigma_l=0,8\sigma_{mp}$ ; 2 – при  $\sigma_l=0,75\sigma_{mp}$ ; 3 – при  $\sigma_l=0,7\sigma_{mp}$ ; 4 – при  $\sigma_l=0,6\sigma_{mp}$ .

Величина модулю пружності  $E$  и коефіцієнта Пуассона  $\mu$  для будь-якого заданого інтервалу часу дії навантаження не залежала від рівня напруження в пружно-в'язкій області роботи бетонів і наведені на рис. 3.

Як видно з рис. 3, залежність модулю пружності бетонів зі сланцевих порід від часу в перші трое діб знижується інтенсивно, а потім стабілізується з тенденціями до зменшення.

Залежність зміни в часі модулів пружності бетону, в якості крупного заповнювача якого використані сланцеві гірські породи, на основі наших експериментальних досліджень можна описати виразом:

$$E(t) = \frac{E_{mp}}{1 - \left(1 - \frac{1}{\beta}\right)e^{-\psi t^c}}, \quad (1)$$

де  $E_{mp}$  – тривало діючий модулі пружності;  $\beta$  – коефіцієнт який приймається для спрощення формули,  $\beta=E_M/E_{mp}$ ;  $c$  – коефіцієнт, отриманий експериментальним шляхом,  $\psi$  – коефіцієнт, який можна знайти за формулою:

$$\psi = -\ln \frac{1 - \frac{E_M}{E_{t=1}}}{1 - \frac{1}{\beta}}, \quad (2)$$

де  $E_M$  – умовно-миттєвий модуль пружності,  $E_{t=1}$  – модуль пружності при  $t = 1$  доба.

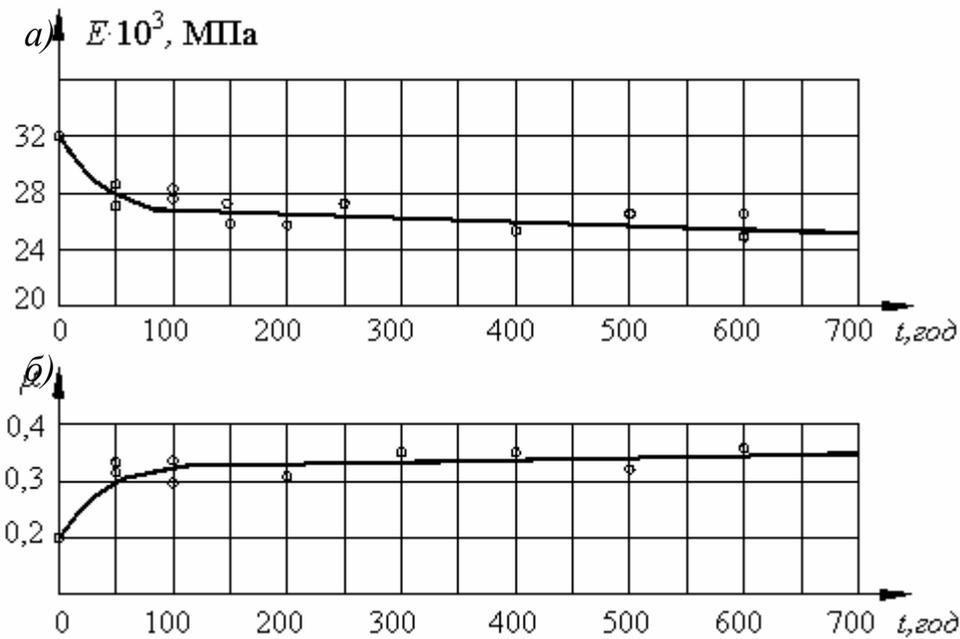


Рис.3. Залежності модуля пружності  $E$  (а) і коефіцієнта Пуассона  $\mu$  (б) від часу при одноосьовому стиску бетонної призми на основі крупного заповнювача зі сланцевих гірських порід

Для знаходження коефіцієнта  $\psi$  умовно-миттєвий модуль пружності  $E_M$  приймаємо рівним  $E_{t=1}$ , коефіцієнт  $c=0,6$ , оскільки при  $0 < c < 1$  він задовольняє умові повзучості в пружній області роботи конструкцій з бетону й залізобетону на щебені зі сланцевих порід. Таким чином, знаючи тривало діючий  $E_{mp}$  і умовно-миттєвий  $E_M$  модулі пружності, можна визначити модуль пружності в будь-який момент часу  $E(t)$ .

Залежність зміни коефіцієнтів Пуассона в часі можна апроксимувати експонентною функцією в наступному вигляді:

$$\mu(t) = \mu_{mp} - (\mu_{mp} - \mu_M) e^{-t}, \quad (3)$$

де  $\mu_{mp}$  – тривало діючий коефіцієнт Пуассона,  $\mu_M$  – умовно-діючий коефіцієнт Пуассона.

Для отримання зміни коефіцієнтів Пуассона в часі на основі наших експериментів можна написати наступну формулу:

$$\mu(t) = 0,35 - 0,076 e^{-t} \quad (4)$$

При відсутності експериментальних даних зі зміни модулю пружності в часі для конструкцій з бетону класу В40, в якості крупного заповнювача якого використані сланцеві породи, можна приймати  $E_M = 32,5 \cdot 10^3$  МПа,  $E_{mp} = 25,8 \cdot 10^3$  МПа.

Як показують результати досліду, якщо задані напруження вище межі тривалого опору матеріалу, зразок руйнується протягом певного інтервалу часу дії навантаження.

На початку випробування на повзучість відразу ж після навантаження процес деформування в часі протікає найбільше інтенсивно.

Експериментальні дослідження на повзучість дозволяють встановити функціональний зв'язок між напруженням, деформацією, та їхніми похідними в часі. Експериментальним шляхом отримали сімейство кривих повзучості при різних рівнях напружень або деформацій. На основі цих даних можна встановити єдину форму функцій, що пов'язують напруження та деформації з їхніми похідними в часі та часом.

На рис. 2. отримані криві повзучості при різних значеннях постійних напружень є подібними, і вони менше межі тривалого опору, що відповідає сталому значенню повзучості. Ця серія кривих повзучості виражає зв'язок між деформаціями, напруженнями та часом. Подібність кривих повзучості вимагає, щоб сімейства кривих повзучості зображувалися добутками двох незалежних одна від одної функцій: перша функція тільки від напруження, друга – тільки від часу.

Таким чином, деформація буде мати вигляд:

$$\varepsilon = f(\sigma, t) = \frac{\sigma}{E_M} \left[ \beta + (1 - \beta)e^{-ct} \right]. \quad (5)$$

$f_1(\sigma) = \sigma/E_M$  являє собою функцію напруження, а  $f_2(t) = \beta + (1 - \beta)e^{-ct}$  – функцію часу. Таким чином, при умовно-миттєвій дії часу закон Гука має аналітичне вираження  $f_1(\sigma) = \sigma/E_M$ , а при тривалій дії  $f_1(\sigma) = \sigma/E_M = \varepsilon_{mp}$ . При  $t=0$  функція  $\beta + (1 - \beta)e^{-ct} = 1$ , а при  $t \rightarrow \infty$  ця функція  $f_2(t) = \beta + (1 - \beta)e^{-ct} = \beta = const$ . Тоді  $\sigma/E_{mp}$  являє собою аналітичне вираження закону Гука  $\varepsilon_{mp} = \sigma/E_{mp}$ , що при  $t \rightarrow \infty$  також лінійно пов'язує напруження та деформації. На основі досліджень повзучості необхідно встановити можливість апроксимації функції  $f_1(\sigma)$  одним рівнянням при різних заданих інтервалах часу ( $0 < t < \infty$ ) і апроксимації функції  $f_2(t)$  одним рівнянням при заданих напруженнях. Для цього аналізуємо криві повзучості бетонів В40 на основі сланцевих порід, побудованих у координатах  $\varepsilon$  і  $t$ .

На діаграмі повзучості (рис. 2) проведемо кілька прямих ліній, паралельних осі  $\varepsilon$  для деяких постійних значень  $t$ . Кожна з цих ліній перетинає криві повзучості і дає ординати  $\varepsilon$  і  $\sigma$  для заданих значень  $t$ . За цими отриманими значеннями  $\varepsilon$  і  $\sigma$  можна побудувати сімейство діаграм повзучості в координатах  $\sigma$  і  $\varepsilon$  при різному значенні часу дії навантажень (рис. 4). Ця залежність дає лінійний зв'язок між напруженнями та деформаціями при повзучості відповідно до закону подобі. Для полегшення побудови кривих  $\sigma - \varepsilon$ , частину графіка (рис.4,а)  $\varepsilon$  і  $t$  намалюємо в збільшеному виді, а потім побудуємо діаграму  $\sigma$  і  $\varepsilon$  (рис.4,б).

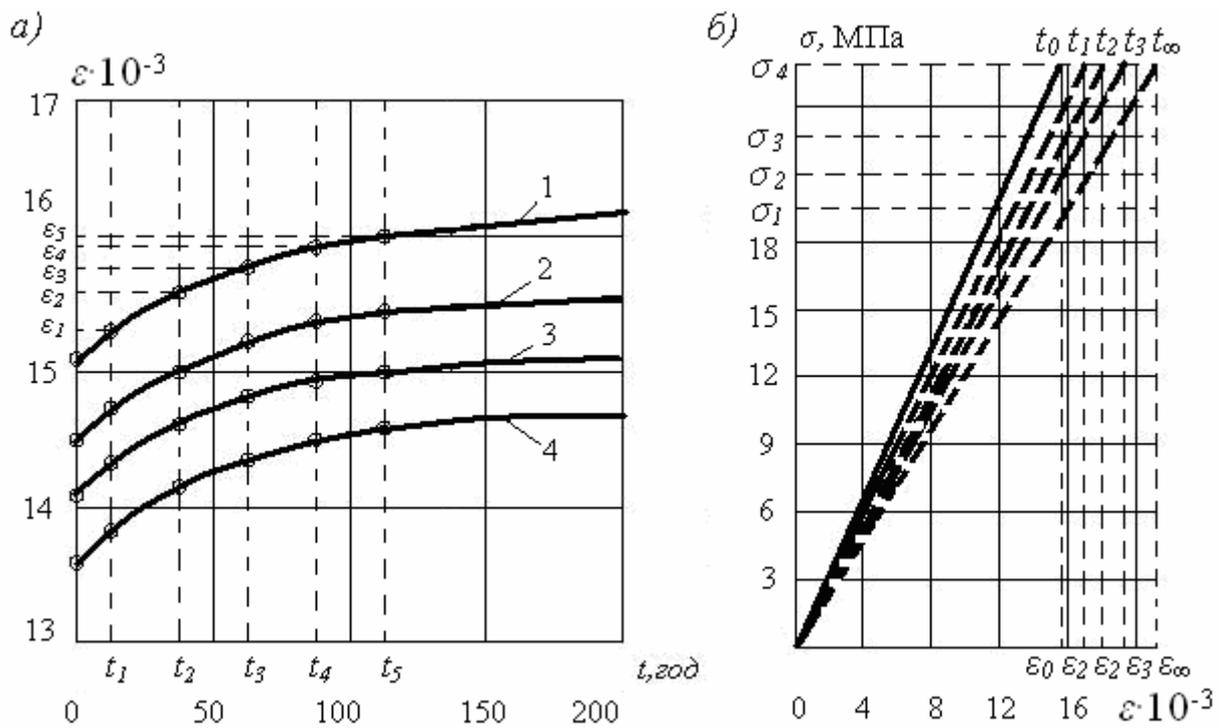


Рис.4. Частина кривої повзучості (а), діаграма залежності  $\sigma - \varepsilon$  у випадку повзучості при різному часі дії навантажень для бетону класу В40 (б); 1 – 4 – криві повзучості, відповідно 1 при  $\sigma_I=0,8\sigma_{mp}$ ; 2 – при  $\sigma_I=0,6\sigma_{mp}$ ; 3 – при  $\sigma_I=0,5\sigma_{mp}$ ; 4 – при  $\sigma_I=0,4\sigma_{mp}$

Всі прямолінійні ділянки діаграми деформацій при  $0 < t < \infty$  перебуває між граничними прямими  $t=0$  і  $t=\infty$  і прямою лінією, що фіксує функціональний зв'язок між  $\sigma$  і  $\varepsilon$ .

Прямолінійні ділянки деформацій дозволяють вибрати єдину аналітичну залежність  $f_i(\sigma) = \sigma/E_t$  при різних значеннях інтервалу часу  $t$  (де  $E_t$  – змінний модуль пружності в часі бетону із захищених щибенів сланцевих порід).

При  $t \rightarrow 0$  функція  $f_1(t) \rightarrow 1$ , а при  $t \rightarrow \infty$  функція  $f_2(t) \rightarrow E_M/E_{mp} = const$ . За умовою подоби деформації зростають за лінійним законом з постійною швидкістю. Отже, відносна пластична деформація, швидкість і час її розвитку аналітично пов'язані між собою, тобто  $\varepsilon_{nl} = V_{nl} \cdot t$ .

Слід зазначити, що для основних конструктивних елементів з бетонів на основі сланцевих гірських порід при напруженнях  $\sigma_I \leq \sigma \leq (0,6 \div 0,9)\sigma_{mp}$  зв'язок між швидкістю пластичних деформацій  $V_{nl}$  і напруженням  $\sigma$  приймається лінійним. Область розвитку та утворення пластичних деформацій у бетонних конструкціях зі сланцевого щибеню виражається досить слабо та при практичних розрахунках нею можна зневажити.

Для вивчення механічних характеристик пружно-в'язко-пластичних матеріалів, до яких можна віднести бетонні конструкції, виготовлені на сланцевому щибені, випробування на повзучість проводять двома методами.

За першим методом швидкість навантаження приймається постійною, а напруження збільшується пропорційно з часом. Тоді відносні деформації змінюються відповідно до нелінійного закону в часі.

За другим методом швидкість деформування зберігається постійною, а відносні деформації збільшуються пропорційно часу. В даному випадку напруження змінюється за нелінійним законом у часі.

Таким чином, механічні характеристики залежать від методу проведення експериментальних випробувань.

У пружній області роботи бетонних конструкцій на основі сланцевого щебеню умові повзучості задовольняють функціональні залежності між напруженням, деформацією та часом у наступному вигляді:

$$\text{при } t \rightarrow 0; \varepsilon_t \rightarrow \varepsilon_M = \sigma/E_M; \bar{\varepsilon}_t \rightarrow \infty; \text{ при } t \rightarrow \infty; \varepsilon_t \rightarrow \varepsilon_{mp} = \sigma/E_{mp}; \bar{\varepsilon}_t \rightarrow 0, \quad (6)$$

де  $\bar{\varepsilon}_t$  – швидкість розвитку деформації в часі.

Нестала область повзучості деформування в часі описується в наступному вигляді за допомогою теорії наслідкової повзучості:

$$E_M \varepsilon(t) = \sigma + \int_0^t K(t-\tau) \sigma(\tau) d\tau \quad (7)$$

де  $\sigma$  – постійно діюче напруження;  $\tau$  – час у момент навантаження;  $\sigma(\tau)$  – напруження в момент  $\tau$ ;  $t$  – значення часу в даний момент;  $(t-\tau)$  – заданий інтервал часу;  $K(t-\tau)$  – ядро повзучості.

Закон лінійного деформування в цьому випадку буде мати вигляд:

$$E_M n \bar{\varepsilon} + E_{mp} \varepsilon = n \bar{\sigma} + \sigma, \quad (8)$$

де  $\sigma$ ,  $\varepsilon$ ,  $\bar{\sigma}$ ,  $\bar{\varepsilon}$  – відповідно напруження, деформації та їхні похідні за часом;  $n$  – час релаксації.

Ядро повзучості  $K(t-\tau)$  може бути представлене у вигляді експоненціальної функції, ступеневої функції тощо. Часто для опису повзучості деформування застосовують ступеневу залежність закону повзучості (7) з ядром Абеля наступного вигляду:

$$K(t-\tau) = \frac{c}{(t-\tau)^\alpha}, \quad (9)$$

де  $\alpha$  і  $c$  мають постійні експериментальні значення. За даними Ю.Н. Работнова, Ж.С. Єржанова [6], значення коефіцієнта  $\alpha$  знаходяться в межах  $\alpha=0,7 \div 0,9$ . Слід зазначити, що ядро Абеля (9) дає гарні збіги з дослідними даними на початкових ділянках кривих повзучості при  $0 < \sigma < \sigma_{mp}$ . У наших експериментах для бетонних зразків на основі сланцевого щебеню отриманий коефіцієнт  $\alpha=0,62 \div 0,66$ .

**Висновки.** В роботі були викладені результати експериментальних досліджень на повзучість при одноосному стисканні бетонних зразків, виготовлених на основі сланцевих гірських порід.

На основі нелінійної теорії в'язко-пружності був здійснений опис деформацій у часі бетонів на основі крупного заповнювача зі сланцевих порід.

Аналіз кривих повзучості при одноосному стиску показав, що за якісними даними при різних значеннях часу вони подібні і відрізняються лише за кількісними показниками.

Експериментальні дослідження на повзучість дозволяють встановити функціональний зв'язок між напруженням, деформацією та їх похідними у часі.

#### Список літератури

1. Бленд Д. Теория линейной вязко упругости. – М.: Мир, 1965. – 199 с.
2. Арутюнян Н.Х. Ползучесть стареющих материалов. Ползучесть бетона. – В сб.: Механика в СССР за 50 лет. Т. 3. – М.: Наука, 1972. – с. 155-202.
3. Колтунов М.А. Ползучесть и релаксация. – М.: Высшая школа, 1976. – 277 с.
4. Работнов Ю.Н. Ползучесть элементов конструкций. – М.: Наука, 1966. – 752 с.
5. Самедов А.М. Деформирование и разрушение конструкций при термосиловых воздействиях. – М.: Стройиздат, 1989. – 432 с.
6. Ержанов Ж.С. Теория ползучести горных пород и ее приложения, Изд-во «Наука», Алма-Ата, 1964. – 175 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 16.04.10*

УДК 622.272:624.191.5

© С.А.Харин

### **ВЛИЯНИЕ ФАКТОРОВ «БУРЕНИЕ» И «ПОГРУЗКА» НА ИНТЕНСИВНОСТЬ ПРОВЕДЕНИЯ СТВОЛОВ**

В статье рассмотрено совместное влияние производительности бурового и погрузочного оборудования на скорость проходки вертикальных стволов шахт. В ходе исследования установлены соответствующие зависимости, охватывающие широкий диапазон условий.

В статті розглянутий сукупний вплив продуктивності бурового та навантажувального обладнання на швидкість проходження вертикальних стволів шахт. Під час дослідження встановлені відповідні залежності, що охоплюють широкий діапазон умов.

The article reviewed the combined effect of the performance of drilling and loading equipment at the rate of vertical mine shafts. The study established the variation, covering a wide range of conditions.

**Введение.** При сооружении шахтных стволов в структуре затрат времени проходческого цикла доминирующими являются такие технологические операции как бурение шпуров и погрузка породы. В этой связи актуальным, как представляется, может быть исследование зависимости скорости проходки стволов от совместного влияния производительности бурового и погрузочного оборудования.

Рассмотрим зависимость скорости проведения стволов от указанных параметров при фиксированном времени проходческого цикла, при следующих условиях: проходка осуществляется обычным способом с применением буровзрывных работ по совмещенной схеме. Стволы закреплены монолитным бетоном.

**Целью** настоящей работы является изложение результатов исследования совокупного влияния двух технологических параметров – «бурение» и «погрузка отбитой породы» на скорость сооружения вертикального ствола шахты.

**Изложение основного материала.** Для ствола диаметром в проходке  $\varnothing=6$ , при площади поперечного сечения  $S=28,3 \text{ м}^2$ , проходимого в породах с коэффициентом крепости по шкале проф. М.М. Протодяконова  $f=12$  и эксплуатационной производительности бурового (обозначим ее  $B$ ) оборудования  $6 \text{ м}^3/\text{ч}$  и эксплуатационной производительности погрузочного ( $P$ ) оборудования  $2 \text{ м}^3/\text{ч}$  (рис. 1, а) имеет место скорость проходки горной выработки  $11,79 \text{ м}/\text{мес}$ . Переход к большей производительности средств бурения, при неизменных прочих условиях, увеличивает темпы проходки выработки. Так, например, при эксплуатационной производительности  $8 \text{ м}^3/\text{ч}$  скорость проходки выработки возрастает до  $13,02 \text{ м}/\text{мес}$ ., при эксплуатационной производительности  $12 \text{ м}^3/\text{ч}$  скорость увеличится до  $14,43 \text{ м}/\text{мес}$ . Высокие уровни производительности бурового оборудования при принятом нами низком значении производительности погрузки способствуют достижению лишь несколько больших темпов проходки. Так, при  $B = 30 \text{ м}^3/\text{ч}$  скорость возрастет только до  $16,63 \text{ м}/\text{мес}$ .

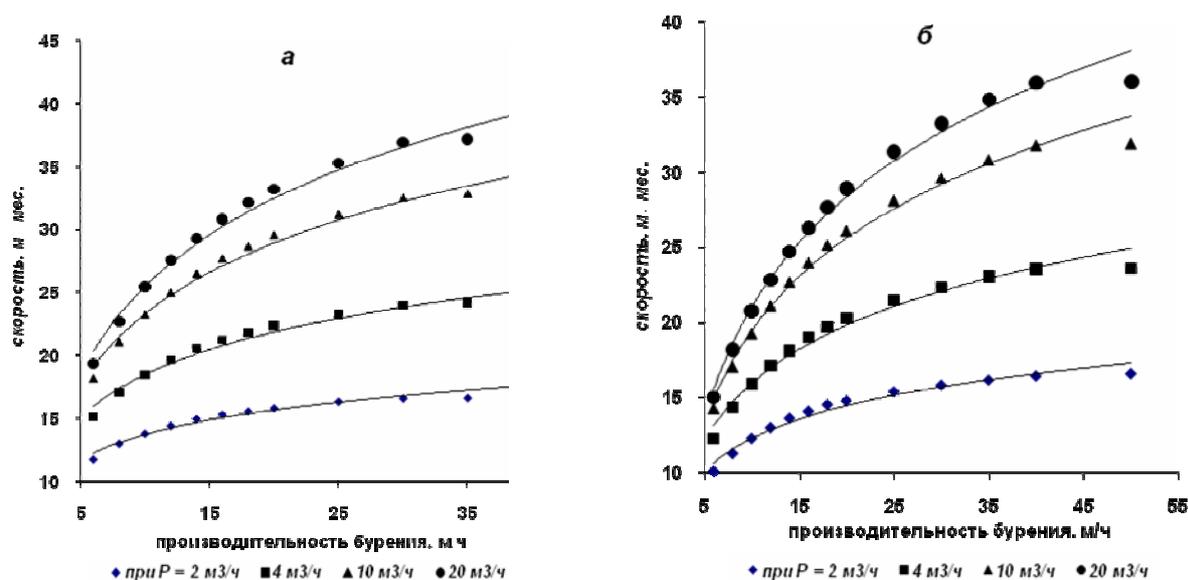


Рис. 1. Зависимость  $v$  от  $B$  для ств.  $\varnothing=6 \text{ м}$ : а- при  $f=12$ ; б-при  $f=18$

Характер зависимости  $v$  от  $B$  при  $P=2 \text{ м}^3/\text{ч}$  для ствола  $\varnothing=6 \text{ м}$  при  $f=12$  с достоверностью аппроксимации  $R^2=0,9709$  может быть описан логарифмической зависимостью (табл. 1).

$$v = 2,8071 \times \ln(B) + 7,2636.$$

Увеличим производительность погрузки породы последовательно до  $P=4 \text{ м}^3/\text{ч}$ ,  $P=10 \text{ м}^3/\text{ч}$ ,  $P=20 \text{ м}^3/\text{ч}$  и рассмотрим, аналогично предыдущему, изменение скорости проходки ствола при разных значениях  $B$ . Сочетание увеличившейся производительности средств погрузки породы и достаточно больших зна-

чений производительности бурового оборудования позволяет наблюдать заметное возрастание скорости проведения ствола (рис. 1, а). Для таких случаев приведем зависимости скорости проходки ствола от  $B$  и  $P$ , отражающие достаточно сложный характер изменения  $v$ .

Таблица 1

Зависимости скорости проходки ствола от  $B$  и  $P$

Диаметр ствола в проходке, м	Коэффициент крепости пород	$P$ , м <sup>3</sup> /ч	Зависимость
6 м	$f=12$	2	$v = 2,8071\text{Ln}(B) + 7,2636$ при $R^2=0,9709$
		4	$v = 4,86\text{Ln}(B) + 7,2718$ при $R^2 = 0,9662$
		10	$v = 8,1336\text{Ln}(B) + 4,5414$ при $R^2 = 0,9783$
		20	$v = 10,1\text{Ln}(B) + 2,2021$ при $R^2 = 0,9854$
	$f=18$	2	$v = 3,1129\text{Ln}(B) + 5,1441$ при $R^2 = 0,9703$
		4	$v = 5,5676\text{Ln}(B) + 3,1485$ при $R^2 = 0,9775$
		10	$v = 8,8755\text{Ln}(B) - 0,9691$ при $R^2 = 0,987$
		20	$v = 10,64\text{Ln}(B) - 3,4796$ при $R^2 = 0,9887$
8 м	$f=12$	2	$v = 1,5945\text{Ln}(B) + 5,1695$ при $R^2 = 0,9758$
		4	$v = 3,2844\text{Ln}(B) + 4,8842$ при $R^2 = 0,9864$
		10	$v = 5,6831\text{Ln}(B) + 3,4431$ при $R^2 = 0,985$
		20	$v = 7,3428\text{Ln}(B) + 1,6464$ при $R^2 = 0,9886$
	$f=18$	2	$v = 1,9964\text{Ln}(B) + 3,4157$ при $R^2 = 0,9868$
		4	$v = 3,6024\text{Ln}(B) + 2,6121$ при $R^2 = 0,9798$
		10	$v = 5,8648\text{Ln}(B) + 0,453$ при $R^2 = 0,9773$
		20	$v = 7,3381\text{Ln}(B) - 1,4899$ при $R^2 = 0,9807$

Аналогичным образом рассмотрим зависимость  $v$  от  $B$  при разных  $P$  для данного ствола, но при увеличении  $f$  до 18 (рис. 1, б). В этом случае при указанных значениях  $B$  и  $P$  будут иметь место более низкие скорости проходки, а общий характер зависимости  $v$  от этих параметров может быть описан соответствующими выражениями (табл. 1).

Исследуем далее аналогичным образом влияние  $B$  и  $P$  на скорость проходки ствола  $\varnothing=8$ , имеющего площадь поперечного сечения  $S=50,2 \text{ м}^2$ . При  $f=12$  и  $f=18$  (рис. 2). В этом случае в целом будут повторяться тенденции, отмеченные нами ранее для ствола  $\varnothing=6 \text{ м}$ , но при меньших уровнях  $v$  для данных значений  $B$  и  $P$ . Характер зависимости  $v$  от  $P$  для ствола  $\varnothing=8 \text{ м}$  при  $f=12$  и  $f=18$  может быть описан соответственно выражениями (табл. 1).

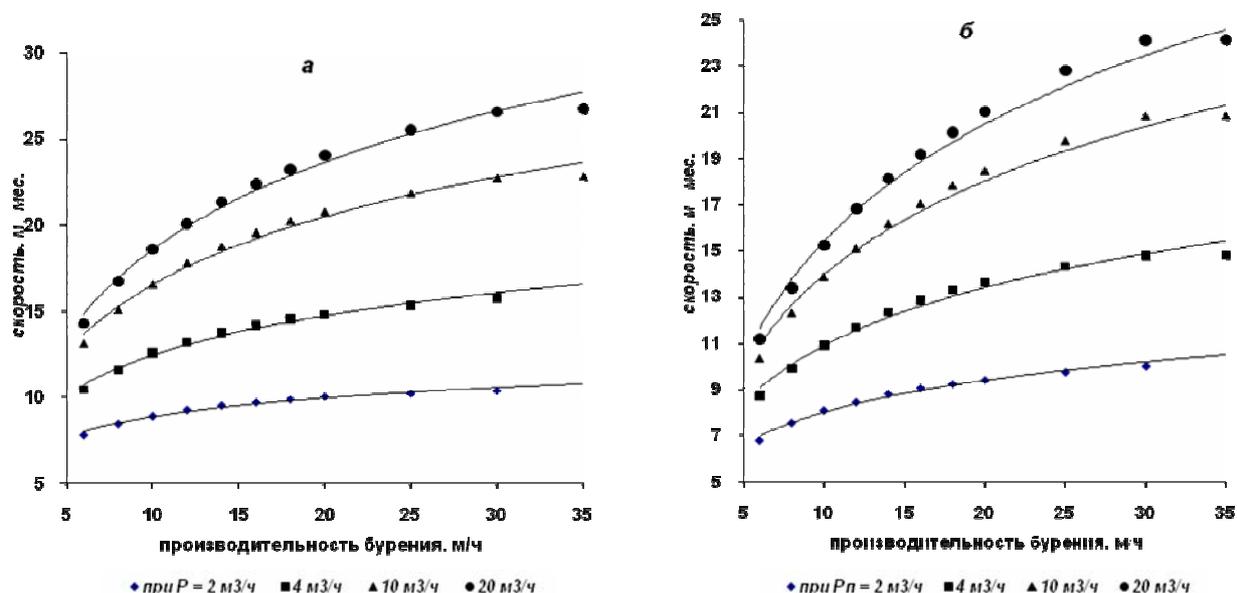


Рис. 2. Зависимость  $v$  от  $B$  для ств.  $\varnothing=8 \text{ м}$ : а- при  $f=12$ ; б-при  $f=18$

Приведем в табл. 2 и 3 данные об отношении скорости проходки ствола к различным базовым ее значениям, условия образования которых оговариваются ниже. Обозначим отношение скорости проходки при данных ( $v_n$ ) и базовых ( $v_0$ )

условиях как  $W = \frac{V_n}{V_0}$ . С учетом того, как сформировалось это отношение, обо-

значим его в виде  $W_i^j$ , где индекс  $i$  показывает производительность бурения (м/ч), а индекс  $j$  показывает производительность погрузки (м³/ч). Исследуем при  $f=12$  степень изменения скорости проходки ствола  $\varnothing=6 \text{ м}$  от совместного действия изменения производительности бурения и погрузки. Здесь следует рассмотреть по отдельности ряд случаев.

При постоянном значении производительности бурения, например,  $B=6 \text{ м/ч}$  и переходе от базового значения к производительности погрузки  $P=4 \text{ м}^3/\text{ч}$  отношение скорости к базовому ее уровню (при  $P=2 \text{ м}^3/\text{ч}$ ) составит  $W_6^4=1,284$ . При дальнейшем росте только производительности погрузки будет иметь место  $W_6^{10}=1,537$  и  $W_6^{20}=1,642$ . При  $B=12 \text{ м/ч}$  наблюдается возрастание

интенсивности изменения скорости в соответствующих случаях:  $W_{12}^4=1,359$ ,  $W_{12}^{10}=1,731$  и  $W_{12}^{20}=1,908$ . При  $V=30$  м/ч отмечается наибольшая интенсивность изменения скорости проходки –  $W_{30}^{20}=2,222$ .

Таблица 2

Зависимость  $W_i^j$  от сочетания  $V$  и  $P$  для ств.  $\varnothing=6$  м

		Производительность бурения, м/ч			
		6	12	18	30
при $f=12$					
$v_{\bar{6}}$ - в соответствующих случаях при $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1	1	1
	2	3	4	5	6
	4	1,284	1,359	1,401	1,439
	10	1,537	1,731	1,841	1,957
	20	1,642	1,908	2,061	2,222
$v_{\bar{6}}$ - в соответствующих случаях при $V=6$ м/ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1,223	1,321	1,411
	4	1	1,295	1,441	1,581
	10	1	1,378	1,582	1,795
	20	1	1,422	1,659	1,909
$v_{\bar{6}}$ - для всех при $V=6$ м/ч и $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	6	12	18	30
	4	1	-	-	-
	10	-	1,664	1,851	2,031
	20	-	2,119	2,433	2,762
при $f=18$					
$v_{\bar{6}}$ - в соответствующих случаях при $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1	1	1
	4	1,217	1,317	1,357	1,411
	10	1,409	1,622	1,733	1,872
	20	1,487	1,757	1,909	2,099
$v_{\bar{6}}$ - в соответствующих случаях при $V=6$ м/ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1,286	1,434	1,565
	4	1	1,392	1,599	1,814
	10	1	1,481	1,765	2,079
	20	1	1,521	1,841	2,209
$v_{\bar{6}}$ - для всех при $V=6$ м/ч и $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	-	-	-
	4	-	1,695	1,947	2,208
	10	-	2,086	2,487	2,931
	20	-	2,260	2,739	3,286

Таблица 3

Зависимость  $W_i^j$  от сочетания  $B$  и  $P$  для ств.  $\varnothing=6$  м

		Производительность бурения, м/ч			
		6	12	18	30
при $f=12$					
$v_6$ - в соответствующих случаях при $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1	1	1
	4	1,337	1,428	1,472	1,517
	10	1,674	1,924	2,052	2,186
	20	1,821	2,170	2,356	2,560
$v_6$ - в соответствующих случаях при $B=6$ м/ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1,180	1,259	1,325
	4	1	1,260	1,386	1,504
	10	1	1,356	1,543	1,731
	20	1	1,406	1,629	1,863
$v_6$ - для всех при $B=6$ м/ч и $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	-	-	-
	4	-	1,685	1,854	2,011
	10	-	2,270	2,584	2,899
	20	-	2,561	2,967	3,394
при $f=18$					
$v_6$ - в соответствующих случаях при $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1	1	1
	4	1,284	1,384	1,438	1,473
	10	1,530	1,791	1,932	2,079
	20	1,648	1,989	2,180	2,403
$v_6$ - в соответствующих случаях при $B=6$ м/ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	1,246	1,3628319	1,479
	4	1	1,343	1,5258324	1,696
	10	1	1,458	1,7206166	2,009
	20	1	1,503	1,8023256	2,156
$v_6$ - для всех при $B=6$ м/ч и $P=2$ м <sup>3</sup> /ч					
Производительность погрузки, м <sup>3</sup> /ч	2	1	-	-	-
	4	-	1,725	1,960	2,179
	10	-	2,233	2,634	3,076
	20	-	2,479	2,971	3,556

При постоянных значениях  $P$  и увеличении  $B$  отношение скорости проходки ствола к базовому уровню растет и этот рост интенсивнее при больших параметрах  $P$ . При постоянных значениях  $B$  и увеличении  $P$  отношение скорости проходки ствола к базовому уровню растет и этот рост интенсивнее при больших параметрах  $P$ . При совместном увеличении  $B$  и  $P$  имеет место наиболее высокий рост скорости проходки.

При росте крепости пород и совместном увеличении  $B$  и  $P$  отношение ско-

рости к базовому уровню увеличивается: при  $f=12$  –  $W_{30}^{20}=2,762$ , при  $f=18$  –  $W_{30}^{20}=3,286$ . При увеличении диаметра ствола до 8 м подтверждаются ранее отмеченные тенденции, но при совместном увеличении  $B$  и  $P$  отношение скорости к базовому уровню будет относительно более значительным: при  $f=12$  –  $W_{30}^{20}=3,394$ , при  $f=18$  –  $W_{30}^{20}=3,556$ . Это отражает значимость обеспечения высокой производительности бурового и погрузочного оборудования, особенно в крепких породах и для стволов большого диаметра.

Рассмотрим теперь степень изменения скорости проходки (обозначим  $\Delta$ ) ствола  $\varnothing=6$  м при переходе от  $f=12$  к  $f=18$  (рис. 3, а). При постоянном значении  $P$  и увеличении  $B$  соотношение скоростей при разных коэффициентах крепости пород будет снижаться, например, при  $P=2\text{ м}^3/\text{ч}$  имеет место  $\Delta=1,165$  при  $B=6$  м/ч, но  $\Delta=1,108$  при  $B=12$  м/ч и  $\Delta=1,049$  при  $B=30$  м/ч.

Повысим производительность погрузки породы. Например, при  $P=20\text{ м}^3/\text{ч}$  имеет место следующее:  $\Delta=1,286$  при  $B=6$  м/ч, но  $\Delta=1,203$  при  $B=12$  м/ч и  $\Delta=1,111$  при  $B=30$  м/ч. Очевидно, что при увеличившихся значениях  $P$  соотношение  $\Delta$ , в соответствующих случаях, будет находиться на более высоком уровне.

Для ствола  $\varnothing=8$  м (рис. 3, б) наблюдается аналогичная тенденция, но показатель  $\Delta$  для тех же сочетаний параметров  $P$  и  $B$  в этом случае будет несколько меньшим.

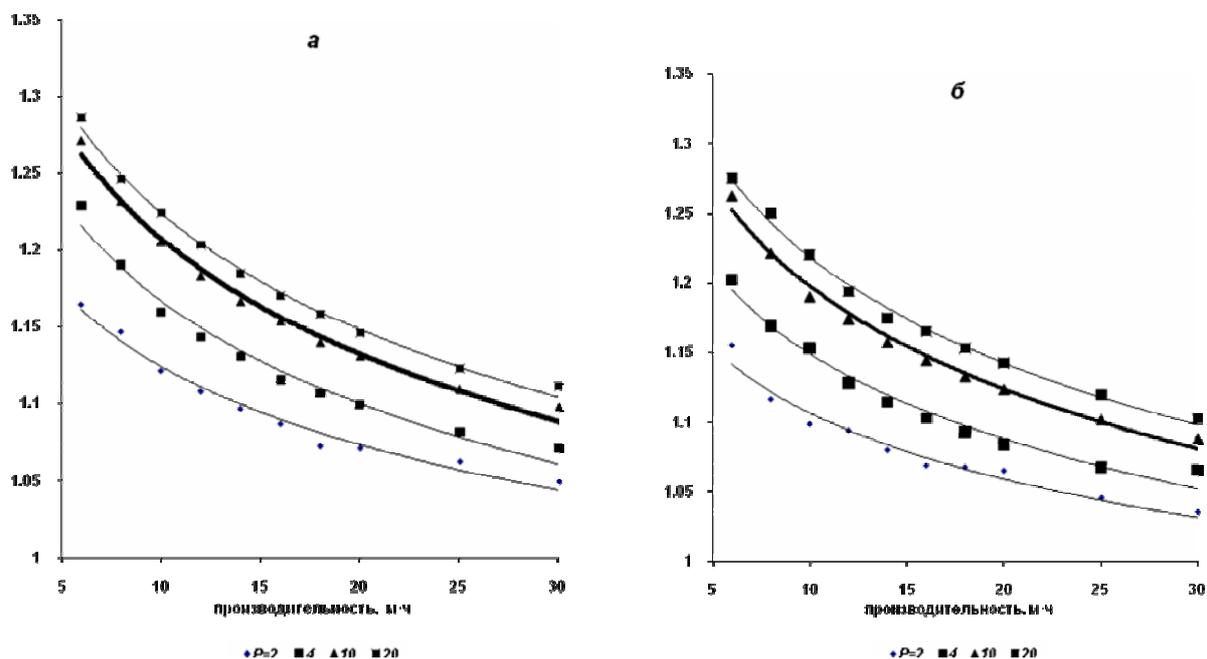


Рис. 3. Соотношение  $\nu$  при  $f=12$  и  $f=18$ : а-для ств.  $\varnothing=6$  м; б-для ств.  $\varnothing=8$  м

В общем виде соотношение скоростей проходки ствола при  $f=12$  и  $f=18$  может быть с удовлетворительной точностью описано следующими логарифмическими зависимостями (табл. 4)

Зависимости соотношения скоростей при  $f=12$  и  $f=18$ 

Диаметр ствола в проходке, м	$P, \text{ м}^3/\text{ч}$	Зависимость
6 м	2	$v = -0,0734\text{Ln}(B) + 1,2934$ при $R^2=0,9823$
	4	$v = -0,0968\text{Ln}(B) + 1,3901$ при $R^2 = 0,9807$
	10	$v = -0,1084\text{Ln}(B) + 1,4572$ при $R^2 = 0,9917$
	20	$v = -0,1095\text{Ln}(B) + 1,4764$ при $R^2 = 0,9957$
8 м	2	$v = -0,0686\text{Ln}(B) + 1,2647$ при $R^2 = 0,966$
	4	$v = -0,0886\text{Ln}(B) + 1,3534$ при $R^2 = 0,9797$
	10	$v = -0,1065\text{Ln}(B) + 1,443$ при $R^2 = 0,9891$
	20	$v = -0,1099\text{Ln}(B) + 1,4717$ при $R^2 = 0,9947$

Исследуем темп изменения скорости проходки стволов при каждом последующем значении  $B$  (в пределах  $B=6-20$  м/ч с шагом 2 м/ч) в сочетании с различными уровнями  $P$  (рис. 4).

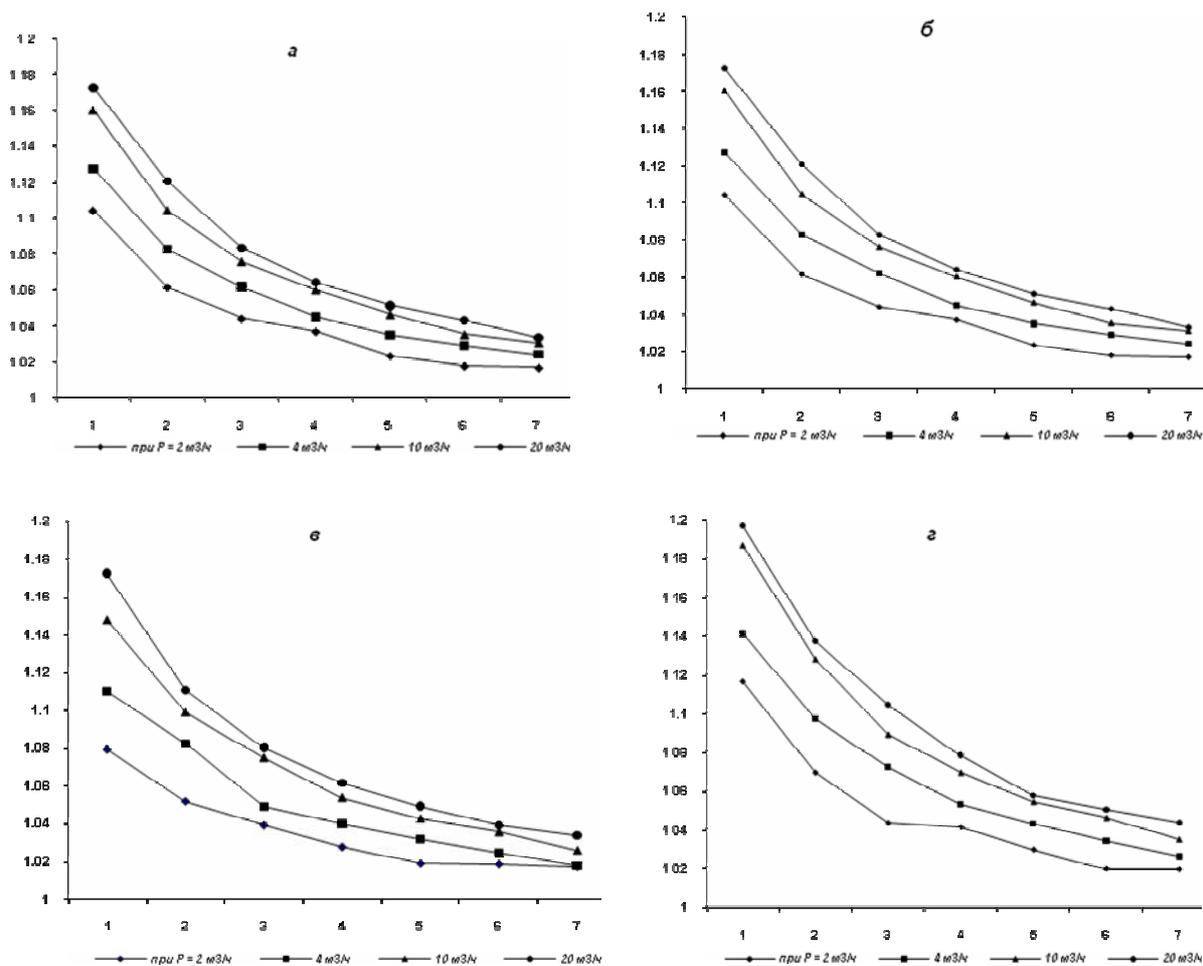


Рис. 4. Темп изменения  $v$  при каждом последующем  $B$ : а-при  $\varnothing=6$  м и  $f=12$ ; б-при  $\varnothing=6$  м и  $f=18$ ; в-при  $\varnothing=6$  м и  $f=12$ ; г-при  $\varnothing=8$  м и  $f=18$ ; 1- отношение при  $B=8$  м/ч к  $B=6$  м/ч; 2-  $B=10$  м/ч к  $B=8$  м/ч; ...; 6-при  $B=18$  м/ч к  $B=16$ ; 7-при  $B=20$  м/ч к  $B=18$  м/ч

Анализ изменения  $v$  при каждом последующем  $B$  показал, что, по мере роста  $B$ , интенсивность увеличения скорости постепенно снижается и при  $B$  порядка 18-20 м/ч темп составляет уже не более 2-4%. При данном диаметре ствола и увеличении  $f$  темп изменения скорости несколько повышается. В стволе меньшего диаметра, в соответствующих случаях, темп изменения скорости выше.

**Выводы.** Таким образом, в ходе исследования изменения скорости проходки стволов различного диаметра от совместного влияния эксплуатационной производительности бурового и погрузочного оборудования установлены соответствующие зависимости, охватывающие широкий круг условий.

Показано, что совместное воздействие факторов производительности бурения и погрузки, в пределах рассмотренного нами диапазона значений, позволяет увеличивать скорость проведения по отношению к принимаемому в каждом случае для аналогичных условий базовому уровню ствола  $\varnothing=6$  м в 2,76 раза при  $f=12$  и в 3,29 раза при  $f=18$ , а ствола  $\varnothing=8$  м соответственно в 3,39 и 3,56 раза.

Отмечено также, что, начиная с определенного момента, рост производительности средств бурения и погрузки практически не приводит к увеличению темпов проходки ствола и дальнейшее наращивание усилий в этом направлении нецелесообразно. В этом случае увеличение скорости проходки ствола может быть обеспечено в той или иной степени за счет других факторов, изучение степени влияния которых представляет дальнейший интерес.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роснком А.М.  
Надійшла до редакції 12.04.10*

УДК 622.831

© С.П. Минеев, О.В. Витушко, М.А. Выгодин

## **ТЕХНОЛОГИЯ ЛИКВИДАЦИИ ПОСЛЕДСТВИЙ ГАЗОДИНАМИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ В СТРУГОВЫХ И ЩИТОВЫХ ЛАВАХ**

Рассмотрены основные технологические решения, применяемые при ликвидации последствий газодинамических явлений произошедших в очистных забоях на крутых и наклонных угольных пластах

Розглянуті основні технологічні рішення, що вживаються при ліквідації наслідків газодинамічних явищ, що трапилися в очисних вибоях на крутих і похилих вугільних пластах

Basic technological solutions, of liquidation of consequences of the gas-dynamic phenomena in cleansing backwalls on steep coal layers are discussing

При ведении горных работ на выбросоопасных угольных пластах, к сожалению, в шахтах периодически происходят различные газодинамические явления, последствия которых необходимо устранять перед началом дальнейшего продолжения выемочных работ, т.е. необходимо ликвидировать последствия газодинамического явления. Поэтому в данной статье авторы рассмотрели техноло-

гию ликвидации последствий газодинамических явлений, которую можно использовать на пологих и крутых угольных пластах в струговых и щитовых лавах.

Ликвидация последствий газодинамических явлений (ГДЯ) — сложный и трудоемкий технологический процесс, включающий обеспечение надежного проветривания, уборку горной массы, крепление выработки, приведение забоя, машин и механизмов в рабочее состояние. На каждый случай ликвидации последствий крупного ГДЯ (выбросы интенсивностью 50 т и более) технические службы шахт вынуждены самостоятельно разрабатывать проектно-технологические мероприятия по приведению очистного забоя в рабочее состояние. Завалы, образовавшиеся в лаве, как правило, разбираются вручную. Сложность этого технологического приема заключается в высокой его трудоемкости, вызванной необходимостью многократного перемещения горной массы, переноской и ремонтом конвейера, установкой надежной крепи в стесненном пространстве забоя. Один из возможных путей ускорения и облегчения этих операций в очистных забоях был предложен авторами как гидравлический размыв навалов углепородной массы с последующим ее смывом в виде пульпы в откаточные выработки [1- 3].

Внедрение способа ликвидации последствий ГДЯ в струговых лавах было проведено на особо выбросоопасном угольном пласте  $h_8$  «Прасковиевский» шахты им. 60-летия Советской Украины ПО «Донецкуголь». Пласт  $h_8$  был мощностью 0,6-0,79 м и углом падения 16-20°. На рассматриваемой шахте использовалась комбинированная система разработки пласта  $h_8$  «Прасковиевский» (вариант «парные штреки»). Ряд лав западного уклона, где испытывался способ, обрабатывали по сплошной системе с прохождением вентиляционных штреков вслед за забоем, а откаточных — с опережением. Длина выемочных полей по простиранию составляла 400-1300 м. Выемка угля производилась по безлюдной технологической схеме струговыми установками типа УСТ-2М. Крепь очистного пространства — металлические стойки ТЗ-15у, установленные под деревянные верхняки. Управление кровлей осуществлялось способом полного обрушения на тумбы ОКУМ-02. Добыча угля из одной лавы составляла порядка 130-150 т/сут. Схема расположения навала углепородной массы, образовавшейся после произошедшего выброса угля и газа приведена на рисунке 1. При выбросе (рис. 1,а) на участке лавы, находящемся против полости выброса, постоянная и временная крепь, как правило, разрушаются, что обычно приводит к обрушению непосредственной кровли, разубоживанию выброшенной угольной массы породой в виде глыб различных размеров.

Сущность рассматриваемого способа заключается в следующем. Образовавшийся в забое навал горной массы, как правило, ликвидируется в два приема. Первоначально очищают конвейер лавы и пространство для передвижения рабочих (рис. 1,б), после приведения конвейера в рабочее состояние защищают остальное пространство лавы между ним и тумбами (рис. 1,в). Проветривают забой в это время благодаря общешахтной депрессии, так как после выброса навал уплотняется и между ним и кровлей формируется зазор, достаточный для эффективного проветривания. При необходимости для проветривания очистного забоя и полости выброса используется сжатый воздух.

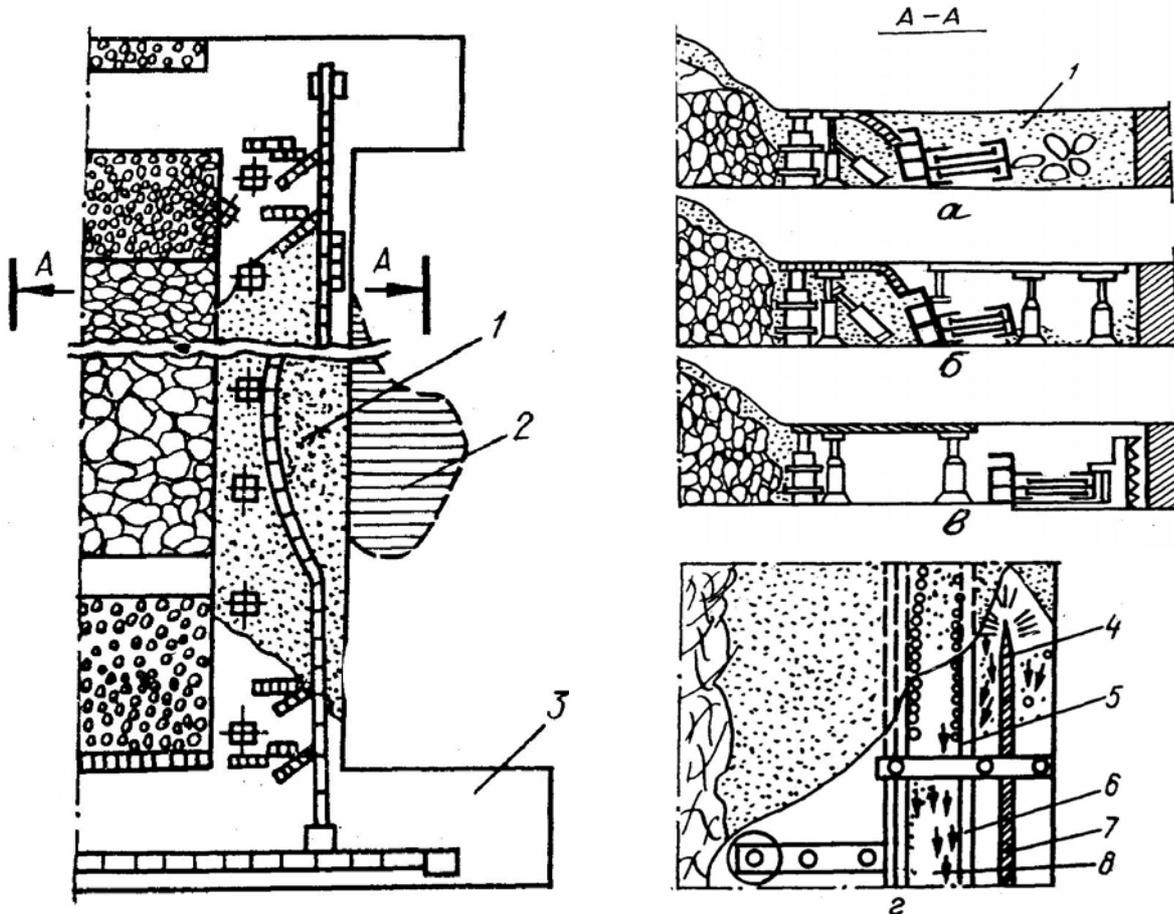


Рис. 1. Технологическая схема ликвидации последствий газодинамических явлений в очистных забоях: а – поперечный разрез по забою после выброса; б – то же в момент расчистки забоя; в – в момент приведения забоя в рабочее состояние; г – положение в забое в момент размыва навала; 1 - навал горной массы, 2 - полость выброса, 3 - откаточный штрек. 4 - насадка для формирования струи жидкости, 5 - перемычка, 6 - конвейер, 7 - шланг высокого давления, 8 - смываемая пульпа

Выброшенные уголь и породу в конвейерном отделении лавы (навал горной массы ограничен с одной стороны бортиком конвейера, с другой — забоем лавы) убирался гидроразмывом после установки временной крепи и освобождения решетчатого става конвейера от скребковой цепи (рис. 1,б). Этим обеспечивалась безопасность работ и свободное транспортирование пульпы по решетчатому ставу на откаточный штрек. Навал размывали водой под давлением 1-3 МПа. В процессе размыва навала углепородной массы рабочие находились либо сбоку от конвейера, либо на деревянном настиле, который перемещался по конвейерному ставу по мере размыва навала [4]. Как показывает опыт, размыв навала горной массы наиболее эффективно проводился при образовании струей жидкости передового забоя в виде врубовой полости с допустимо возможным опережением (рис. 1,г). Обычно опережение врубовой полости при размыве навала горной массы струями жидкости не превышала 0,5-1,5 м. В качестве водовода использовался гибкий высоконапорный магистральный шланг маслостанции диаметром 18 мм, который подключают к противопожарному

ставу диаметром 100 мм, расположенному в откаточном штреке. На конце водовода монтировали пробковый кран и коническую насадку с пропускным отверстием диаметром порядка 5-10 мм. При воздействии воды на горную массу образовывалась легко смываемая пульпа, транспортируемая самотеком по решетчатому ставу на откаточный штрек, где затем происходило ее обезвоживание. После чего, обезвоженную углепородную массу грузили вручную на конвейер или подавали в вагонетки.

Гидравлический размыв навала проводится снизу вверх по лаве. Работы по смыву пульпы выполняли обычно два горнорабочих очистного забоя: один занимался гидроразмывом, другой устанавливал временную крепь и дробил крупные куски породы. По мере продвижения забоя и увеличения пути транспортировки пульпы другие рабочие следили за ее перемещением по решетчатому ставу и ликвидировали возникающие заторы на его изгибах. Освободив решетчатый став от углепородной массы, опробывалась подвижность нижней скребковой цепи конвейера кратковременным включением электродвигателей. В случае положительного результата устанавливали верхнюю скребковую цепь и включали конвейер. При отсутствии подвижности нижней скребковой цепи зачищают пространство между конвейером и забоем лавы до почвы пласта, с помощью домкратов поднимают участки конвейерного става до кровли и осуществляется гидроразмыв угля под ставом в направлении снизу вверх до полного освобождения цепи. Затем восстанавливается крепь в очистном забое, домкраты и струговая установка, после чего приводят лаву в рабочее состояние.

Опыт применения гидроразмыва навалов горной массы при ликвидации последствий выбросов угля и газа в струговых лавах пласта  $h_8$  «Прасковиевский» шахты им. 60-летия Советской Украины показал, что его использование целесообразно на пластах при углах падения более  $10^\circ$ . В противном случае горная масса обезвоживалась уже на решетчатом ставе и требовались дополнительные трудовые затраты по ее перемещению. Гидроразмыв могут вести два-три человека со скоростью 3-8 м/смену, а иногда и быстрее в зависимости от однородности навала, наличия крупных кусков породы в нем, смачиваемости угля и пр. Так, например, в течение 1985-1996 гг на этой шахте с применением рассматриваемого способа было ликвидировано более полусотни последствий ГДЯ в струговых лавах [5].

При внезапных выбросах угля и газа в очистных забоях на крутых угольных пластах наиболее важным и ответственным моментом является быстрое восстановление проветривания аварийного участка. Причем наиболее сложные условия ликвидации последствий внезапных выбросов угля и газа создаются в тех случаях, когда выброс происходит в верхней части лавы, особенно при слабых боковых породах, которые при выбросе обнажаются на значительных площадях, что часто приводит к их последующему обрушению и завалу лавы. В большинстве случаев происходит обрушение вентиляционного штрека над лавой и довольно часто происходит перекрытие вентиляционной струи.

Для практической реализации способа ИГТМ НАН Украины были разработаны «Методические рекомендации по ликвидации последствий газодинамических явлений при ведении горных работ на крутых выбросоопасных уголь-

ных пластах» [6]. В них обусловлен порядок и последовательность выполнения технологических процессов, операций и соответствующих мер безопасности при ликвидации последствий ГДЯ и приведении очистного забоя в рабочее состояние на крутых выбросоопасных угольных пластах в щитовых лавах. Технологическая схема по ликвидации последствий ГДЯ в щитовой лаве с помощью метода гидроразмыва приведена на рисунке 2. Во время выброса угля и газа в щитовой лаве довольно часто полностью засыпается все призабойное пространство, перекрывается вентиляция, нарушаются породы кровли, вследствие чего в дальнейшем при ведении горных работ возникают дополнительные трудности с уборкой угля и переходом очистным забоем зоны обрушений. ГДЯ в щитовых лавах в основном происходят в кутке сопряжения вентиляционного гезенка с лавой, хотя имеют место и в других местах в средней части лавы и на сопряжении с углеспускным гезенком. Для исключения возможности обрушения пород кровли в зоне ГДЯ необходимо после усиления крепления забоя как можно быстрее выполнить работы по уборке выброшенного угля, приведению щитового агрегата в работоспособное состояние и переходу очистным забоем полости выброса и возможной зоны дополнительного обрушения пород.

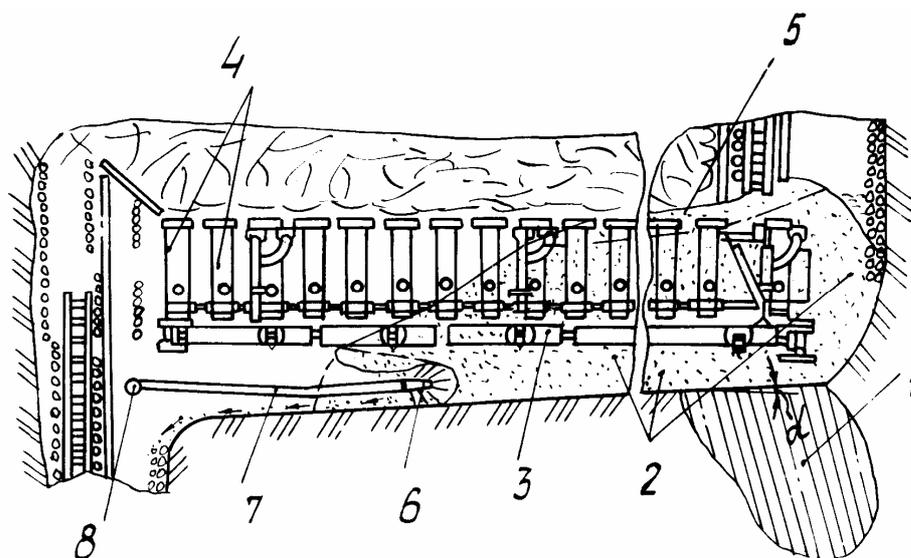


Рис. 2. Технологическая схема ликвидации последствий газодинамического явления в щитовой лаве гидросмывом

Рассмотрим кратко предложенную технологическую схему. На рис. 2 представлен очистной забой после произошедшего выброса угля и газа. Пусть полость выброса 4 расположена в кутке вентиляционного гезенка со стороны нетронутого массива. Вблизи полости выброса в очистном забое образуется навал горной массы 3. При этом часть конвейероструга 2 и ряд секций крепи 6 щитового агрегата будут заштыбованы. В процессе размыва навала осуществляют проветривание забоя, для чего при необходимости сооружают в верхней части забоя вентиляционный канал 5. Навал горной массы убирается со стороны движения воздушной вентиляционной струи. Размыв осуществляется с помощью гидронасадки первоначально в виде прохода для людей, а затем после приведения в рабочее состояние конвейероструга и секций крепи, убирается

горная масса из остальной части забоя. Размыв над конвейеростругом в районе полости выброса осуществляют под временной крепью.

При размыве навала горной массы жидкость подается в лаву по забойному трубопроводу, проложенному по вентиляционному гезенку, соединенному с помощью быстроразъемных соединений гибких рукавов с участковым трубопроводом. При размыве навала углепородной массы под конвейеростругом, выполненном в электроварианте, жидкость может подаваться в забой посредством трубопровода для охлаждения, а забойный шланг с монитором присоединяться к нему на пульте управления щитом. Для подачи жидкости в забой можно использовать систему охлаждения электродвигателя привода конвейероструга и магистраль гидросистемы крепи агрегата. Для этого к участковому трубопроводу с помощью гибких рукавов присоединяется система охлаждения и магистраль гидросистемы крепи, а затем на их выходе подсоединяют трубопровод с монитором и, таким образом, осуществляют размыв навала горной массы.

Промышленную апробацию технология ликвидации последствий ГДЯ в щитовых лавах посредством гидросмыва прошла на шахте им. Карла Маркса ПО «Оржоникидзеуголь» в забое щитовой лавы, оборудованной щитовым агрегатом АНЩ при ведении горных работ на пласте  $l_8^1$  «Двойник». Пласт  $l_8^1$  «Двойник» был мощностью 1,1-1,4 м, залегал под углом  $65^\circ$  с природной газоносностью  $20,8 \text{ м}^3/\text{т.с.д.}$  и выходом летучих порядка 20%. На этом шахтопласте произошло около 30 ГДЯ, а на рассматриваемым нами участке № 56-бис горизонта 875 м 1.09.89 и 18.09.89г произошли выдавливания угля интенсивностью 50 и 65 т с газовыделением. Длина очистного забоя щитовой лавы в забоях, где произошли ГДЯ составляла порядка 63 м. Расстояние от очистного забоя щитовой лавы до откаточного горизонта по падению пласта соответственно составляло при рассматриваемых ГДЯ 26 и 10 м. При ГДЯ 1.09.89г угольной массой были засыпаны секции крепи щитового агрегата от № 4 до № 25, начиная отсчет от углеспускного гезенка. При ГДЯ 18.09.89г углем были засыпаны вентиляционный гезенк на 10 м и подщитовое пространство на 20 м. Проветривание очистного пространства в щитовой лаве после ГДЯ осуществлялось за счет естественной тяги по завальной части лавы и по старому вентиляционному гезенку, который до момента выемки данной полосы угля не был полностью забучен.

Воду для гидроразмыва последствий ГДЯ брали из противопожарной магистрали диаметром 100 мм, проложенной на полевом откаточном штреке. Затем с помощью пожарных рукавов вода подавалась через промквершлаг и углеспускной гезенк в очистной забой щитовой лавы. В одном из случаев вода в лаву подавалась по двум магистралям высокого давления диаметром 18 мм, проложенным по углеспускному гезенку от маслостанции щитового агрегата. Давление воды, подаваемой в очистной забой щитовой лавы для размыва угольной массы, составляло 0,5-0,8 МПа.

Размыв навала угольной массы в обоих случаях осуществлялся двумя рабочими в течение одних суток, а подготовка к размыву (подсоединение трубопроводов) при этом занимала порядка 1-3 ч. Размыв навала осуществляли со стороны углеспускного гезенка. Размытую угольную массу в виде пульпы транспортировали самотеком по подошве щитовой лавы, а затем по грузовому отделению

углеспускного гезенка. Угольная пульпа, поступившая самотеком вниз гезенка, с помощью деревянного лотка-перегрузателя направлялась на скребковый конвейер типа СП-70 длиной 20 м, расположенной на промквершлагае, а с него после частичного обезвоживания, угольная масса поступала в вагонетки откаточного горизонта. Для этого скребковый конвейер устанавливался в промквершлагае с подъемом таким образом, чтобы вагонетка на полевом штреке свободно заходила под приводную головку конвейера. Проведенная проверка показала, что данный способ ликвидации последствий ГДЯ в щитовых лавах является довольно надежным и технологически легко осуществимым [7].

Для сравнения рассмотрим способ ручной разборки последствия ГДЯ в щитовой лаве при ручной уборке последствий ГДЯ, когда могут использоваться два подхода. Первый заключается в перекидке лопатами всего навала выброшенной угольной массы рабочими друг другу до углеспускного гезенка. Так, при средней дальности броска лопаткой до 3 м и длине очистного забоя до 45-60 м на выполнение данной операции необходимо 15—20 чел. При втором подходе требуется меньше людей, однако он более трудоемок и требует больше времени. Сущность его состоит в погрузке и последующей транспортировке угольной массы в специальных бадьях-волокушах вручную до углеспускного гезенка с помощью каната. Обычно на уборке ГДЯ средней мощности (50-70 т) вторым методом 5-7 рабочими, работающими одновременно, затрачивалось порядка 2—3 суток.

В последнее время для повышения эффективности извлечения горной массы из навала в рекомендациях [6] предлагается использование эжекционных элеваторов или различных других типов углесосов. В стесненных условиях очистного забоя целесообразнее применение эжекторов, поскольку они просты в конструкции, имеют небольшую массу, надежны в работе и не имеют подвижных деталей. Сущность их работы состоит в следующем: по трубопроводу водовоздушная смесь под напором попадает к насадке, которая помещена в элеваторе. Через насадку с большой скоростью, которая зависит от давления водовоздушной смеси и находится в пределах 20-80 м/с, струя вылетает, пройдя горловину, поступает в камеру смешения, диффузор и пульпопровод. Струя увлекает имеющийся в приемнике воздух, создает в нем разрежение, благодаря которому в камеру смешения поступает пульпа, которая увлекается струей и, пройдя горловину и диффузор, поступает в пульпопровод. Углеотсасывающие эжекторные агрегаты целесообразно использовать для извлечения угольной массы завала в лаве или выработке в сухом виде, а также в виде угольно-породной пульпы при ее извлечении параллельно размыву навала горной массы, особенно при малых углах наклона забоя. Технологическая схема работы установки «Турбо-С» при уборке продуктов внезапного выброса в щитовой лаве приведена на рис. 3. Монтаж установки проводят в следующей последовательности. Вплотную к навалу продуктов выброса 6 по угольному забою монтируют эжектор 5, затем диффузор 4 и секции транспортирующего трубопровода 3 до углеспускной печи; на последней секции монтируют гаситель кинетической энергии транспортируемого материала 2. Затем к эжектору подсоединяют рукава подвода сжатого воздуха и воды для пылеподавления.

Испытания эжекторной установки проведены на шахтах «Юный Коммунар», им. Карла Маркса ПО «Орджоникидзеуголь» и шахте им. Румянцева ПО "Артемуголь" [7]. При выбросе угля и газа интенсивностью 85 т на участке № 42—730 м шахты им. Румянцева в районе сопряжения лавы с вентиляционной печью выброшенным углем были засыпаны 31 секция агрегата АНЩ и частично вентиляционная печь. Последствия выброса ликвидировали с помощью эжекторной установки. Монтаж установки и ее доставка на участок заняли две смены, на монтаже были заняты три человека. На момент аварии щитовой агрегат находился на расстоянии 20 м от откаточного горизонта. Уголь после выброса был сухой, основную массу составили частицы крупностью 1-1,5 мм. В массе угля были куски глинистого сланца толщиной до 0,06 м, длиной и шириной до 0,2 м. Продукты внезапного выброса убирали всасывающим рукавом. Сжатый воздух к эжекторной установке подавался от шахтной воздушной магистрали диаметром 100 мм по двум прорезиненным рукавам диаметром 100 мм, проложенным по углеспускному гезенку. Продукты последствий выброса транспортировали в углеспускную печь по транспортному трубопроводу, который наращивался по мере продвижения фронта уборки. На уборку продуктов выброса было затрачено 16 рабочих смен. Средняя производительность установки по уборке составила 6 т на смену. Испытания показали, что применение эжекторных установок позволяет механизировать процесс уборки последствий газодинамического явления, увеличить производительность труда рабочего и значительно сократить простой очистного забоя. Однако производительность установки оказалась ниже расчетной, что объяснялось периодическим забиванием всасывающего трубопровода, приводящим к прекращению работы эжектора и извлечению породы из трубопровода.

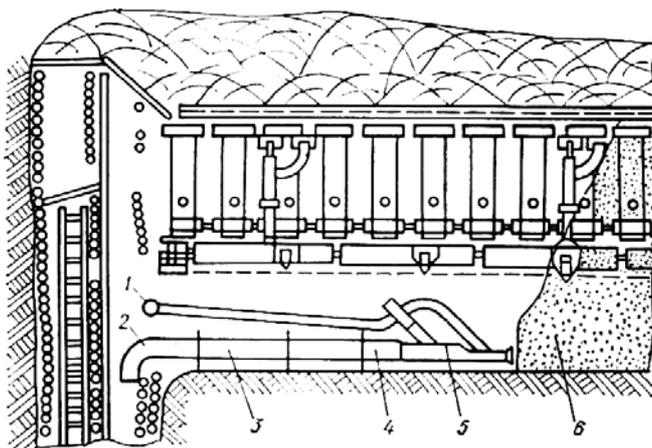


Рис. 3. Технологическая схема работы эжекторной установки «Турбо-С» при уборке последствий внезапного выброса

Таким образом, рассмотренная технология ликвидации последствий ГДЯ может быть рекомендована для эффективного применения на угольных шахтах при отработке крутых и наклонных выбросоопасных пластов.

#### Список литературы

1. А.С. № 1289129, СССР. Способ ликвидации навалов горной массы в горных выработках // А.Н. Зорин, С.П. Минеев и др.- 1987.- ДСП. -4 с.
2. А.С. № 1501609, СССР Способ ликвидации завалов очистного забоя и устройство для его реализации// В.Н. Потураев, С.П. Минеев и др. - ДСП.-1989. 4 с.
3. А.С. № 1621615, СССР. Способ ликвидации последствий газодинамических явлений // В.Н. Потураев, С.П. Минеев и др. – ДСП. -1989. -4 с.
4. Временное руководство по ликвидации последствий газодинамических явлений при ведении горных работ на пологих и наклонных выбросоопасных пластах /В.Н. Потураев, С.П. Минеев и др. – Донецк: ЦБНТИ Минуглепрома УССР, 1988.- 10 с.
5. Ликвидация последствий газодинамических явлений / Л.Ф. Гарягин, С.П. Минеев и др. // Безопасность труда в промышленности, 1988.- №4.- С. 38-42.
6. Методические рекомендации по ликвидации последствий газодинамических явлений при ведении горных работ на крутых выбросоопасных угольных пластах // С.П. Минеев. – Донецк: ЦБНТИ Минуглепрома УССР, 1988.- 15 с.
7. Потураев В.Н., Минеев С.П. Использование волновых и вибрационных эффектов при отработке выбросоопасных пластов.- Киев: Наукова думка, 1992.- 200 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 30.03.10*

УДК 622.8

© В.Н. Мокриенко

### **ПАРАМЕТРИРОВАНИЕ НОВОГО СПОСОБА ОХРАНЫ ВЫЕМОЧНОЙ ВЫРАБОТКИ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ МЕТОДА ЭКВИВАЛЕНТНЫХ МАТЕРИАЛОВ**

Приведены результаты лабораторного моделирования.  
Наведені результати лабораторного моделювання.  
Results of laboratory design

Повышение конкурентоспособности угля, как основного энергетического источника Украины, связано со снижением его себестоимости, в которой большую часть составляют затраты на горно-подготовительные работы. Одним из путей снижения этих затрат является применение систем разработки с повторным использованием выработок. При этом важным вопросом является охрана выемочных выработок в зоне влияния очистных работ. К настоящему времени разработано множество способов и средств охраны выработок, однако универсального, применимого в любых горно-геологических условиях, не существует. Поэтому необходимо разрабатывать новые или усовершенствовать уже существующие способы охраны, с учетом условий в которых они применяются. Так, например, применение жестких охранных сооружений, при традиционной схеме расположения (рис. 1а), не рекомендуется при слабых почвах, так как сооружения играют роль «штампа», выдавливая подстилающие их породы в полость выработки. Предлагается (рис.1б) охранные сооружения (2) возводить вблизи горной выработки (1) в виде отдельностоящих прямоугольных параллелепипедов между которыми образуют компенсационную полость (3). За счет такой схемы расположения (которая носит название способа охраны выработки

жесткими сооружениями с компенсационными полостями) можно перенаправить пучение почвы от выработки в компенсационные полости. Вопрос влияния параметров данного способа на величину смещений пород почвы и кровли выработки не изучен. В связи с этим, целью статьи является изучение влияния параметров предлагаемого способа на величину смещений вмещающих выработку пород. Для этого целесообразно обратиться к лабораторному моделированию. Наиболее подходящим методом моделирования для решения поставленной задачи является метод эквивалентных материалов [1].

На первом этапе моделирования стояла цель сравнить характер смещения пород почвы имитируемой выработки если охранные сооружения располагать сплошную (как при охране БЖБТ или литой полосой) или с оставлением компенсационных полостей. В первом случае (рис.2 левая часть) конструкция располагалась у боковой стенки выработки сплошную, по обе стороны от нее, на всю ширину модели  $L$ , при этом ширина  $a$  этого охранного сооружения была в 10 раз меньше, чем длина, то есть  $L/a = 10$ .

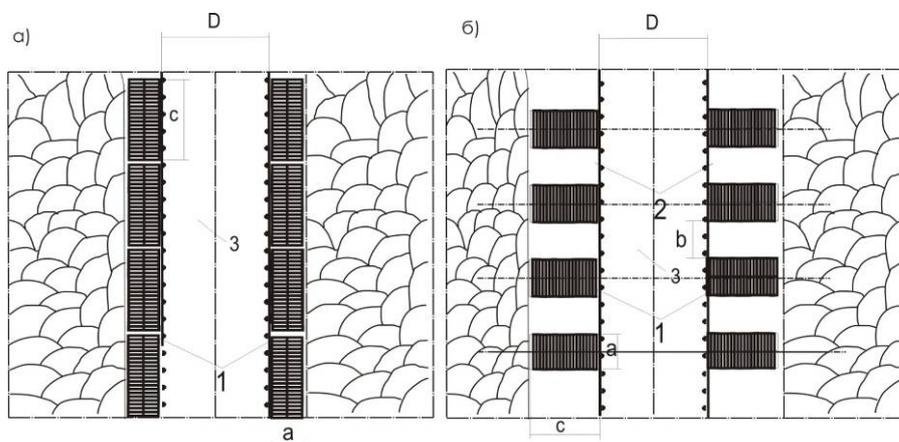


Рис.1. Схема расположения охранных сооружений 1 вдоль выработки 3, при традиционном (а) и предлагаемом (б) расположении охранных сооружений, где  $a$  – ширина охранного сооружения,  $b$  – ширина компенсационной полости между охранными сооружениями,  $D$  – ширина выработки,  $C$  – длина охранного сооружения

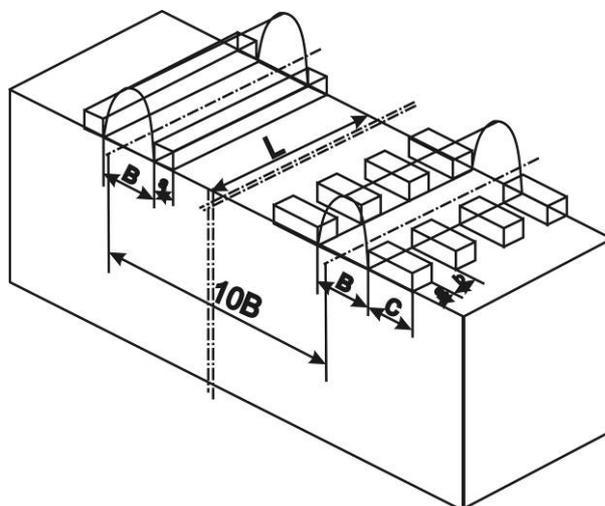


Рис.2. Схемы расположения охранных сооружений в модели

Во втором случае (рис.2 правая часть) – опорные элементы устанавливались перпендикулярно продольной оси выработки, причем ширина одной опоры  $a$  была такая же, как и в первом. При этом между опорами предусматривались компенсационные полости. Ширина полости  $b$  была принята равной ширине опоры.

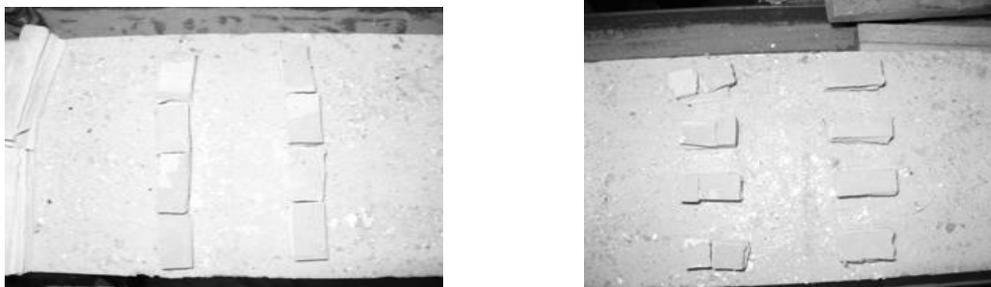


Рис.3. Расположение охранных сооружений вдоль выработок в модели

Место положения выработок в модели (рис.4) было выбрано с учетом граничных условий из расчета, чтобы условие, существующее на наружном контуре модели, не влияло на величины напряжений и деформаций, которые возникали на границах интересующего нас участка [2].



Рис.4. Модель в процессе ее отработки

Уже при нагружении модели давлением  $P=0,01 \text{ МПа}$ , при традиционном расположении охранных сооружений, наблюдалось поднятие пород почвы выработки (до 93% от мощности пласта), а при пригрузке  $P=0,04 \text{ МПа}$  произошло полное разрушение подстилающих охранных сооружений пород рис.5 (1). В отличие от традиционной схемы, в предлагаемой, смещения пород почвы наблюдались сравнительно позже, и величина их была существенно ниже (15% от мощности пласта) рис.5 (2), чем в первом варианте, также сохранили устойчивость подстилающие охранные сооружения породы. В то же время наблюдалось пучение пород в компенсационных полостях, которое составило 45% от мощности пласта (рис 6) и как только смещения в полости закончились, в выработке началось поднятие слоев.

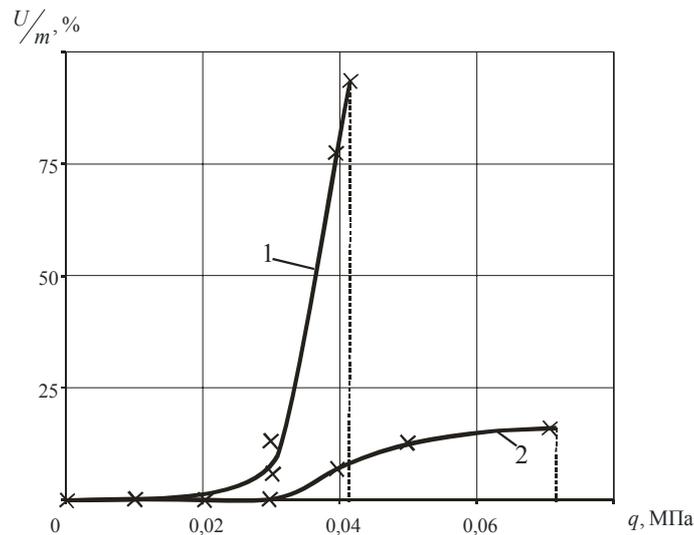


Рис. 5. График смещений пород почвы при традиционном двухстороннем (1) и предлагаемом (2) расположении охранных сооружений

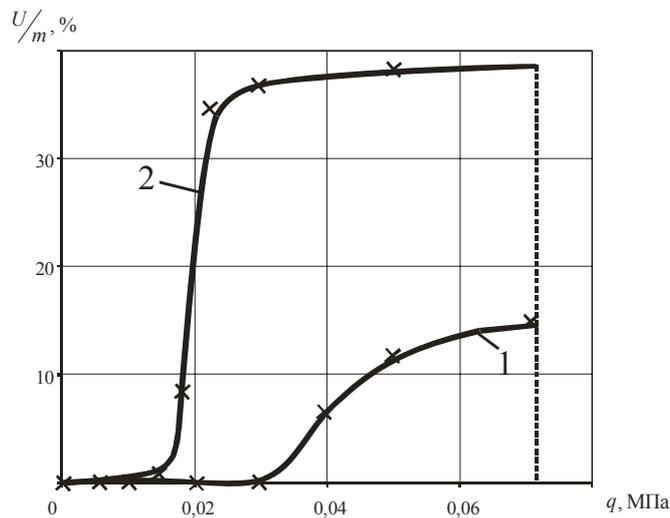


Рис. 6. Графики зависимости смещений почвы пласта в выработке (1) и в компенсационной полости (2) в зависимости от действующей нагрузки

Для установления оптимального соотношения ширины опоры и ширины компенсационной полости были подготовлены три модели с различными параметрами охранных сооружений.

Первая модель (рис. 7, 8) с масштабом моделирования 1:100 была разделена на три сектора. В каждом секторе расстояние между охранными сооружениями (ширина полости)  $b$  было принято равное мощности пласта  $m$ , а ширина охранных сооружений  $a$  была принята: в первом секторе равной мощности ( $a=m$ , то есть  $a/b=1$ ), во втором секторе – половине мощности ( $a/b=1/2$ ) и в третьем – двум мощностям пласта ( $a/b=2$ ). Во второй и третьей моделях с масштабом моделирования 1:50 соотношения ширины опор и полостей было принято,  $a/b=1$  рис.9 (а) и  $a/b=1/2$  рис. 9 (б). По результатам моделирования на данном этапе были получены графики зависимости величины смещений пород почвы полостей от величины пригрузки при различном соотношении  $a/b$  (рис. 10).

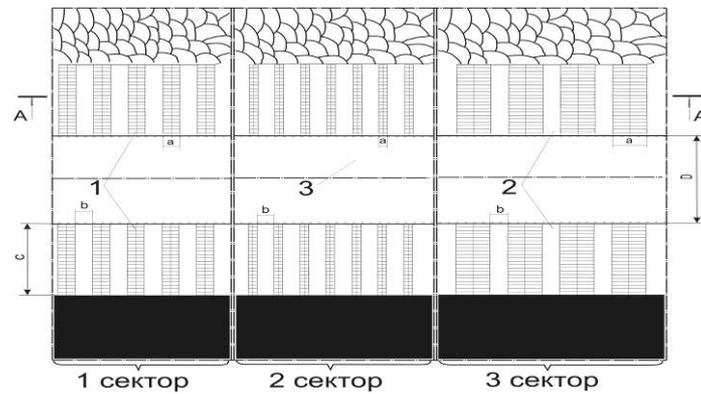


Рис. 7. Схема расположения охранных сооружений (1) с компенсационными полостями (2) вдоль выработки (3) (где  $a$  – ширина охранных сооружений,  $b$  – ширина компенсационной полости между охранными сооружениями,  $D$  – ширина выработки,  $C$  – длина охранных сооружений)

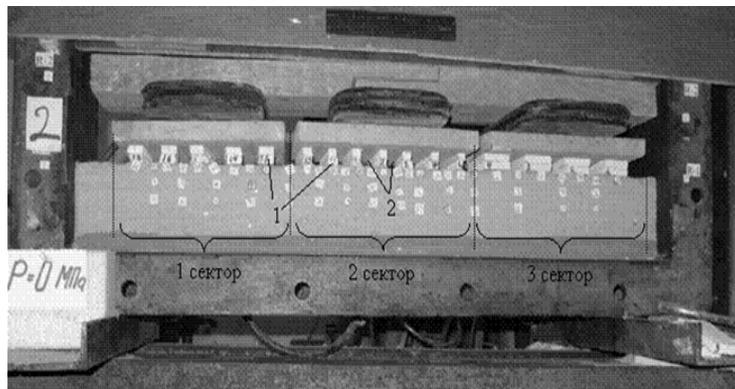
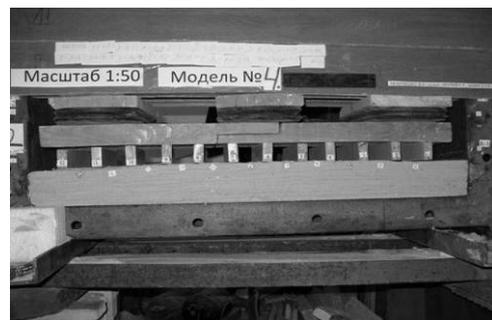


Рис. 8. Общий вид модели перед началом ее отработки (где 1 – охранные сооружения, 2 – компенсационные полости)



а)



б)

Рис. 9. Вид моделей с соотношением ширины опор и полостей  $a/b=1$  (а) и  $a/b=1/2$  (б)

Анализ результатов моделирования показал, что при ширине опоры меньше ширины полости (соотношение  $a/b=1/2$ ), смещения достигают величины  $0,28m$ , после чего происходит прокалывание подстилающих пород; при ширине опоры с соотношением  $a/b=2$  – пучения в полости практически не наблюдается (не более  $0,02m$ ). Наибольшие же смещения наблюдались при соотношении  $a/b=1$  и составляли 35% от мощности пласта, после чего также происходило прокалывание почвы.

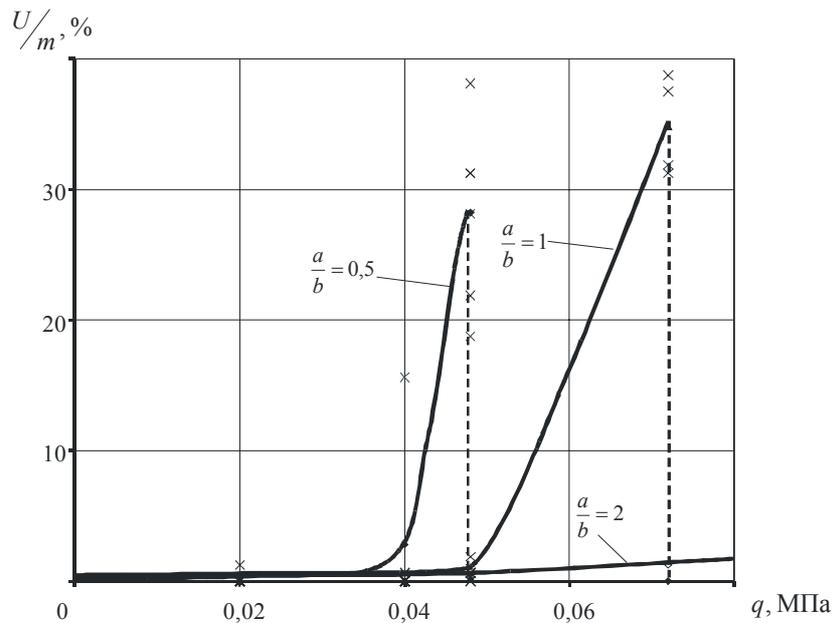


Рис. 10. Графики зависимости смещений пород почвы компенсационных полостей  $U/m$  от величины пригрузки на опоры  $q$  при различном соотношении  $a$  и  $b$

Таким образом, из графика следует, что оптимальное соотношение ширины опор и полостей, с точки зрения устойчивости пород почвы выработки, при котором смещения в полостях будут максимальными, для рассматриваемых условий должно быть 1:1. Это позволяет перейти к следующему этапу моделирования. Целью, которого, является сравнение качественных картин проявления горного давления при традиционном способе охраны и предлагаемом, как в почве так и в кровле моделируемой выемочной выработки.

Для этого было подготовлено две модели (рис. 11, 12) с масштабом моделирования 1:50. Методика проведения эксперимента соответствовала требованиям [1,2]. В результате отработки моделей получен график зависимости смещений пород кровли и почвы при традиционном и предлагаемом способах охраны, при однообразном ступенчатом увеличении нагрузки на верхней границе моделей.

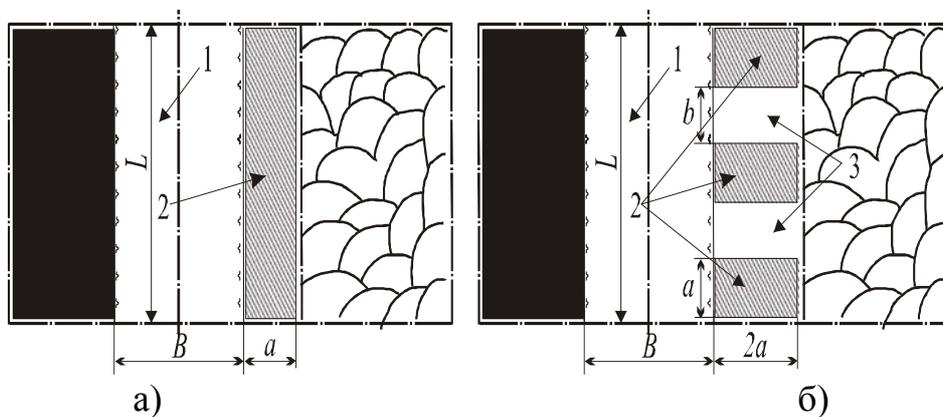
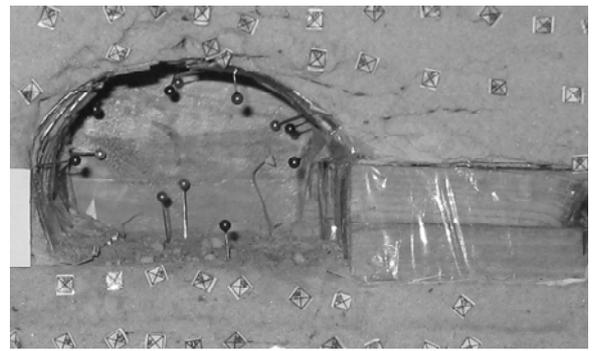
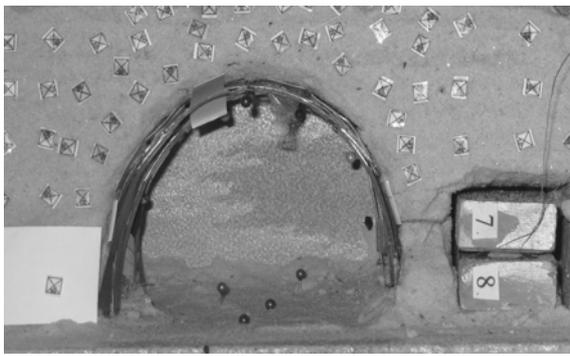
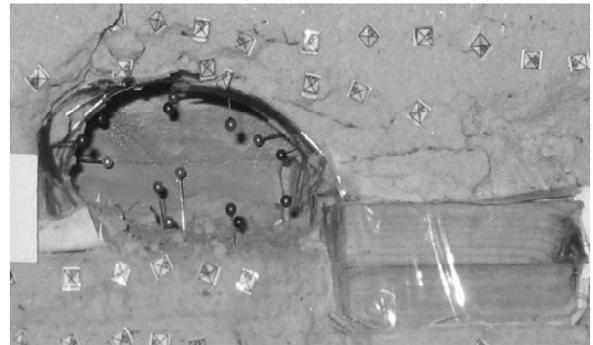
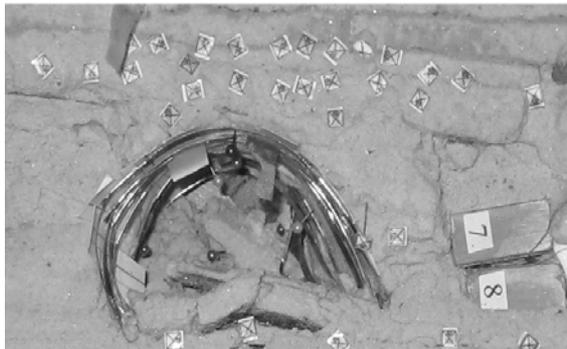


Рис. 11. Схема моделируемых участков выработки при традиционном (а) и предлагаемом (б) способах охраны выработки



а)



б)

Рис. 12. Общий вид выработок в моделях до (а) и после отработки (б) при традиционном (левая часть рисунка) и предлагаемом (правая часть рисунка) способах охраны

Анализируя полученные зависимости (рис. 13) можно сделать вывод о том, что предлагаемая схема расположения охранных сооружений является более эффективной по сравнению с традиционной, как точки зрения устойчивости почвы горной выработки, так и с точки зрения устойчивости кровли.

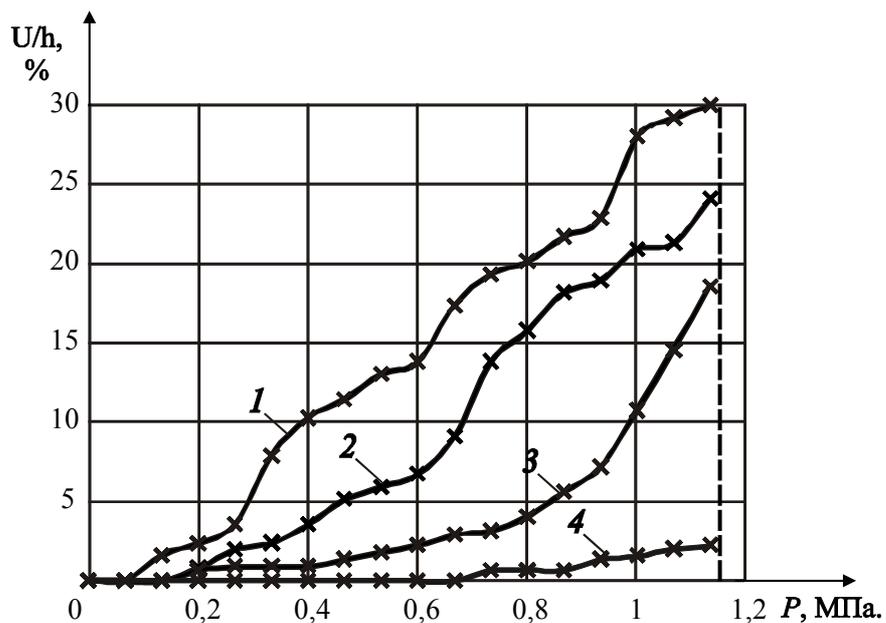


Рис. 13. Смещения пород кровли (1,3) и почвы (2,4) при традиционном (графики 1,2) и предлагаемом (графики 3,4) способах охраны

Таким образом, предлагаемый способ охраны выработки дает возможность применять жесткие сооружения при слабых почвах, тем самым расширяя область их применения. На моделях из эквивалентных материалов были определены его основные параметры, и эффективность по сравнению с традиционным способом охраны.

#### Список литературы

1. Моделирование проявлений горного давления / Кузнецов Г.Н., Будько М.Н., Васильев Ю.И., Шклярский М.Ф., Юревич Г.Г.– Л.: Недра, 1968.–280 с.
2. Требования по технике и методике моделирования методом эквивалентных материалов: Утв. Техн. упр. МУП СССР 27.12.72. / М-во угольной промышленности СССР, ВНИМИ.– Л., 1973.– 56 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Роєнком А.М.  
Надійшла до редакції 31.03.10*

УДК 622.261.27

© С.Н. Гапеев, В.В. Раскидкин, К.В. Кравченко

## **ИССЛЕДОВАНИЕ ХАРАКТЕРА ВЗАИМНОГО ВЛИЯНИЯ ПРОТЯЖЕННЫХ ВЫРАБОТОК НА УЧАСТКЕ ИХ СОПРЯЖЕНИЯ**

Представлены результаты компьютерного моделирования сопряжения двух протяженных выработок. Показан характер изменения напряженно-деформированного состояния породного массива по мере приближения одной выработки к другой. Установлены количественные показатели взаимного влияния выработок при их пересечении.

Представлені результати комп'ютерного моделювання сполучень двох протяжних виробок. Показаний характер зміни напружено-деформованого стану породного масиву при зближенні однієї виробки з другою. Встановлені кількісні показники взаємного впливу виробок під час їх перетинання.

The results of computer simulation of the pairing of two extended workings are presented. Showed the character of the stress-strain state of rock mass as it approaches the one making the other. The quantitative indicators of mutual influence of workings at their intersection are defined.

**Введение.** Угольная промышленность остается важнейшей составляющей топливно-энергетического комплекса Украины. Значительные запасы угля, развитая инфраструктура регионов, высококвалифицированные кадры позволяют обеспечить энергетическую безопасность государства. Кроме тепло- и электроэнергетики одной из наиболее важных отраслей является металлургия, в которой незаменим основной компонент коксохимического производства – уголь.

Добыча коксующегося угля в Украине сосредоточена на шахтах Центрального района Донбасса, который характеризуется большими глубинами ведения горных работ, сложными горно-геологическими условиями.

Как показывает опыт ведения горных работ на шахте им. В.М. Бажанова, применение мер охраны и поддержания капитальных выработок не снимает задачи обеспечения их устойчивости: наблюдается пучение пород почвы, что тре-

бует проведения неоднократных подрывок вспученных пород с привлечением на эти работы значительных людских, материальных и финансовых ресурсов.

Таким образом, применяемых способов охраны таких выработок для обеспечения их устойчивости оказывается явно недостаточно. Поэтому разработка эффективного способа обеспечения долговременной устойчивости капитальных выработок, пройденных в сложных горно-геологических условиях, является актуальной технической задачей.

Представление о взаимодействии системы «крепь-породный массив» можно получить, рассмотрев НДС породного массива в окрестности выработки.

Применение компьютерной техники на стадии обоснования технологических параметров позволяет подвергнуть детальному анализу различные варианты реализации исследуемого объекта.

Усложнение физических моделей, лежащих в основе решения задачи о напряженно-деформированном состоянии породного массива, преследует цель достижения наибольшей адекватности аналитических результатов натурным измерениям.

Математические трудности, возникающие при этом в связи с усложнениями модели, в известной мере могут быть устранены путем применения численных методов. Таких, например, как метод конечных или граничных элементов, которые все шире используются для исследования упругопластического состояния породного массива, содержащего горную выработку, особенно в последние годы, в связи бурным развитием ЭВМ.

Корректное применение численных методов для решения задач геомеханики возможно в случае, если численная модель наиболее полно отражает свойства исследуемой природы. В частности таким условием является применение упругопластических моделей среды. При этом важным является их удобство с точки зрения реализации в виде численного решения на ЭВМ.

Применительно к данным исследованиям наиболее эффективен метод конечных элементов (МКЭ), поскольку он позволяет легко моделировать самые различные неоднородности среды: слоистость, трещиноватость, анизотропию свойств пород, явления фильтрации. Разработаны специальные приемы для моделирования взаимодействия крепи выработки с окружающим массивом. Сколько угодно сложный вырез в полуплоскости, а также конечное число таких вырезов, не являются препятствием к применению метода.

Аппарат МКЭ применим не только к решению двумерных (плоских) задач теории упругости. Пространственная область массива также может быть аппроксимирована конечными элементами, но уже не треугольными, а, например, тетраэдрическими. Естественно, математический аппарат метода и его реализация на ЭВМ при этом существенно усложняется. Поэтому решения для трехмерных областей, полученные на настоящий момент, весьма немногочисленны.

Отметим также возможность получения МКЭ решений в нелинейной постановке, т.е. в предположении, что среда деформируется неупруго, допускает пластические деформации или хрупкое разрушение. Используя вычислительные возможности метода, нелинейное решение получают как последовательность упругих решений.

**Целью статьи является** представление результатов численного моделирования методом конечных элементов пересечения двух протяженных выработок и оценка их взаимного влияния по мере приближения друг к другу.

**Изложение основного материала.** Центральный вспомогательный уклон (ЦВУ) гор. 1100 м представляет собой наклонную выработку, обслуживающую горные работы на горизонте откатки и нижележащих горизонтах. Таким образом, всю выработку по длине можно разбить на несколько участков, для которых подходы к обеспечению устойчивости различны принципиально в силу особенностей их работы. Причем устойчивость выработки в целом складывается из устойчивости этих отдельных, разных по своим условиям работы, участков.

Первая группа – это протяженные участки выработки. Для них правомочны подходы и методы исследований напряженно-деформированного состояния геомеханической системы «выработка-породный массив», присущие для одиночных выработок, расположенных вне зоны влияния очистных работ. То есть, все численные исследования устойчивости в этом случае можно проводить в плоской постановке задач, поскольку условия применимости плоских расчетных схем структурного анализа при использовании метода конечных элементов в этом случае соблюдены.

Вторая группа – это участки сопряжений уклона с заездами на горизонтальные выработки (штреки). Такую конфигурацию указанной геомеханической системы, вообще говоря, нельзя рассматривать в плоской постановке, поскольку любое сечение не будет идентичным любому другому рядом расположенному сечению (условия применимости плоской расчетной схемы не соблюдаются). Следовательно, корректно рассматривать напряженно-деформированное состояние участка сопряжения допустимо только на объемной модели и при соответствующей объемной расчетной схеме.

Вместе с тем, рассмотрение участков сопряжений на плоских моделях также возможно, при условии, что особенности распределения напряжений и деформаций на сопряжении введены в расчет с достаточной для инженерных расчетов точностью при помощи соответствующих коэффициентов, учитывающих возмущающее действие полей напряжений вокруг выработки подходящей на напряженно-деформированное состояние основной.

В данной работе рассмотрена вторая группа участков, при этом применены плоские модели, для чего соблюдены все вышперечисленные условия. Целью численных решений являлось исследование напряженно-деформируемого состояния (НДС) породного массива в окрестности сопряжения выработок, при изменении расстояния между сопрягающимися выработками.

Задача решалась в плоской упругой постановке. Анализировалось НДС однородного массива, вмещающего сопряжение двух выработок арочной формы с размерами каждой: ширина – 5.82 м, высота – 3.96 м.

Чтобы исключить влияние краевых эффектов, размеры исследуемой области массива принимались достаточно большими относительно размеров выработок – 95.34 м x 63.67 м. Нагрузка, приложенная к границам модели, соответствовала глубине расположения объекта исследований – 1100 м, и составляла  $\gamma H = 27$  МПа. Физико-механические свойства породного массива в модели задавались такими, как представлены в табл. 1.

Выработки проводились последовательно и пересекались под углом 90 градусов, в одной горизонтальной плоскости. Фиксирование НДС массива осуществлялось по мере сокращения расстояния породного целика между выработками. Направления, в которых выполнялся контроль, представлены на рис. 1 и пронумерованы соответствующими осями.

Таблица 1

Физико-механические свойства пород в численной модели

Порода	песчанистый сланец
Объемный вес, $\gamma$	2,4 т/м <sup>3</sup>
Прочность на сжатие, $R_c$	40,0 МПа
Прочность на растяжение, $R_p$	4,0 МПа
Модуль упругости, $E$	2,78*10 <sup>8</sup> МПа
Коэффициент Пуассона, $\mu$	0,21

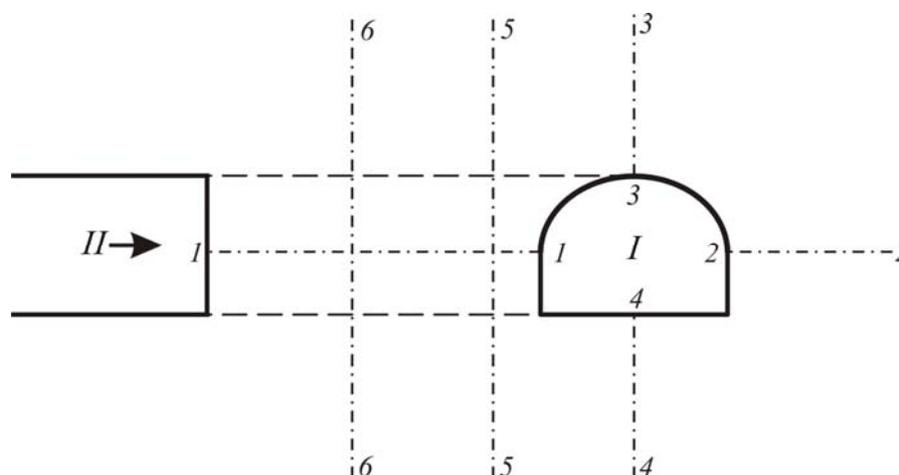


Рис. 1. Схема направлений контролирования НДС при численном моделировании: 1 – 1 ... 6 – 6 – оси, в направлении которых выполнялся контроль НДС; I – горная выработка, которая неподвижна; II – горная выработка, которая приближается

На первом этапе решения задачи рассматривалось НДС породного массива в окрестности одиночной горной выработки. Результаты в виде картины распределения эквивалентных напряжений представлены на рис. 2.

Следующим шагом решения было моделирование постепенного приближения второй выработки, при этом расстояние между приближающейся и неподвижной выработкой пошагово сокращалось с целью определения максимального расстояния начала взаимного влияния выработок.

На начало второго этапа расчетов расстояние между выработками было таким, что взаимное влияние отсутствовало (рис. 3,а). Далее выполнялось решение ряда численных задач, по мере нарастания числа которых сокращалось расстояние между выработками. Расчеты завершились при расстоянии между выработками (при ширине целика между ними), равном 2,6 м.

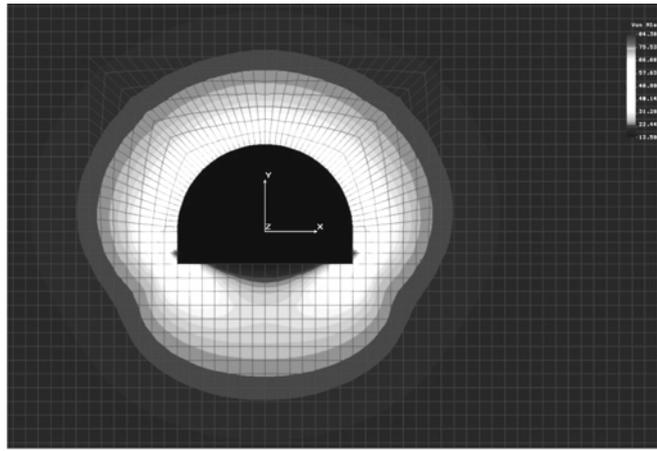


Рис.2. Распределения эквивалентных напряжений в окрестности одиночной выработки

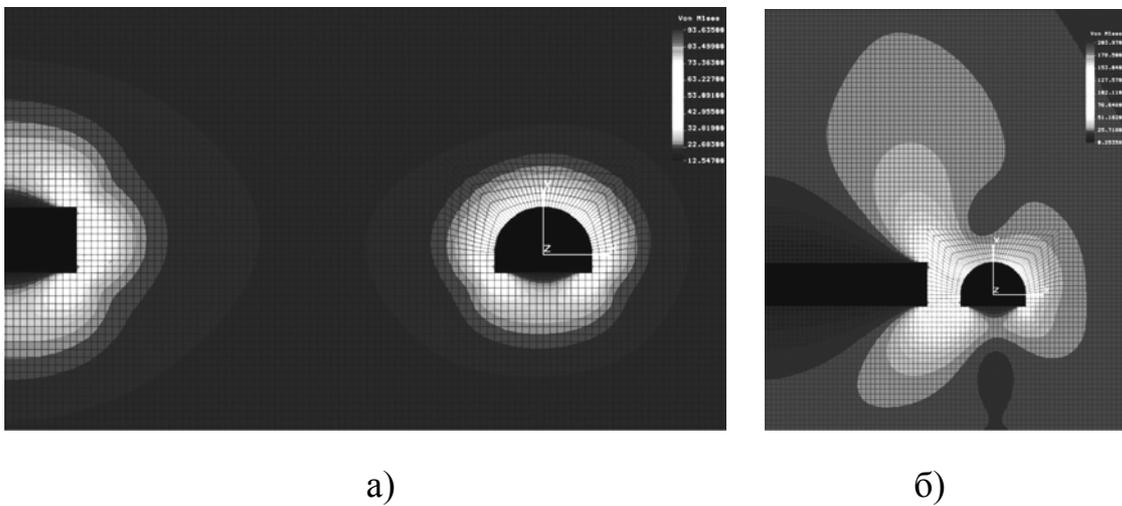


Рис. 3. Распределение эквивалентных напряжений в окрестности сопряжения выработок при расстоянии между ними: а) 11,3 м; б) 2,6 м

В ходе выполнения расчетов контролировались картины распределения эквивалентных напряжений, определяемых по формуле, предложенной научной школой кафедры строительства и геомеханики Национального горного университета:

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

где  $\sigma_1, \sigma_3$  – главные максимальное и минимальное напряжения;  $\psi = \frac{R_p}{R_c}$  – коэффициент хрупкости.

В численном расчете к категории разрушенных элементов, составляющих ЗНД, относились те элементы, в которых после расчета выполнялось следующее условие прочности

$$\sigma_e \geq R_c \cdot k_c, \quad (2)$$

где  $k_c$  – коэффициент структурно-механического ослабления породного массива, отражающий масштабный эффект при переходе от прочности породы в образце к прочности породы в массиве. В данных расчетах принимался равным 0,5, то соответствует параметрам трещиноватости пород в районе ЦВУ.

Результаты моделирования представлены на графиках (рис. 4-5). Анализ результатов показывает следующее.

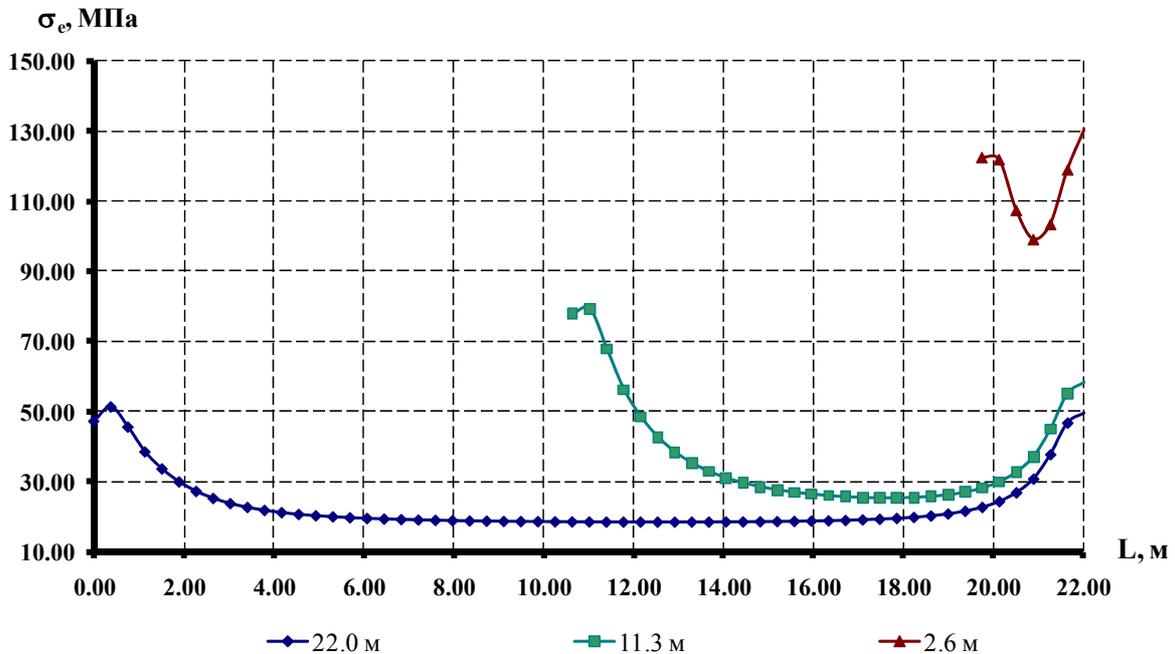


Рис. 4. Изменение величины эквивалентных напряжений в целике между выработками (направление 1-1)

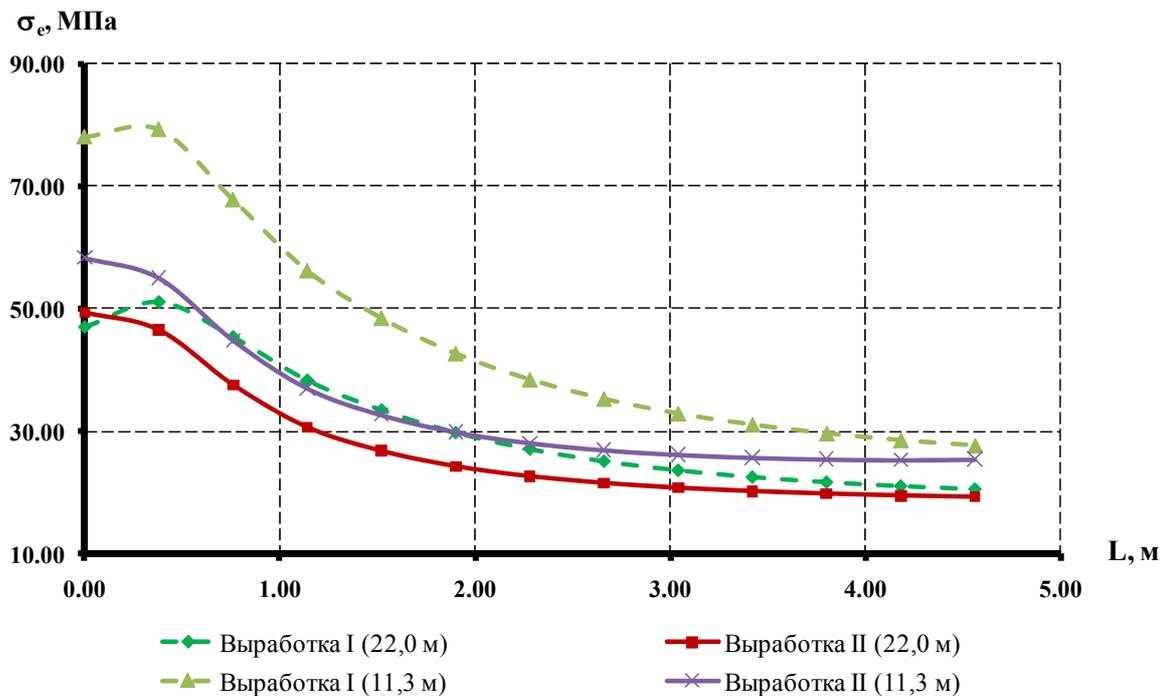


Рис. 5. Изменение величины эквивалентных напряжений в приконтурной зоне выработок (направление 1-1) при расстоянии между ними 22,0 м

На картинах распределения напряжений в целике между выработками (рис. 4), полученных в направлении 1-1 (см. рис. 1), при расстоянии между выработками 22,0 м и 11,3 м, т.е. достаточно большом, несложно выделить две зоны с различным характером распределения напряжений – приконтурные зоны от контура выработок вглубь массива на расстояние порядка 5,0 м и зона в теле целика на расстояниях, превышающих 5,0 м.

При расстоянии между выработками 22,0 м, когда влияние выработок друг на друга не сказывается, как это видно на рис. 4, величины эквивалентных напряжений как возле стоящей выработки I, так и возле подходящей выработки II практически равны – разница значений на контурах выработок не превышает 2,0 МПа (менее 4%). На рис. 5 представлены графики только для этих приконтурных зон.

По мере приближения выработок друг к другу общая напряженность массива между выработками возрастает (рис. 4, 5): максимумы эквивалентных напряжений на контуре обеих выработок возрастают в 1,7 и 1,2 раза для выработки I и II соответственно. Минимумы, на расстоянии 4,56 м от контура, возрастают для обоих случаев в 1,3 раза.

Т.е., концентрация напряжений при сближении выработок сказывается больше на подходящей выработке, чем на неподвижной.

Зависимости на рис. 5 с коэффициентом корреляции 0,99 аппроксимируются функциями вида

$$\sigma_e = a - be^{-cL^d}, \quad (3)$$

где  $L$  – расстояние между выработками, м.

Зависимости (3) справедливы для приконтурной зоны глубиной не более 5,0 м. Коэффициенты аппроксимации представлены в таблице 1.

Таблица 1

Выработка	Коэффициенты корреляции			
	a	b	c	d
Выработка I (22,0 м)	51,6	36,2	1,22	-1,37
Выработка II (22,0 м)	47,7	30,5	0,72	-1,58
Выработка I (11,3 м)	80,5	62,5	1,12	-1,27
Выработка II (11,3 м)	55,8	32,3	0,68	-1,78

Величины эквивалентных напряжений в приконтурной зоне на глубину 4,5 м превышают значение  $R_c k_c$  для рассматриваемой породы, при этом на участке массива свыше 4,5 м массив остается не разрушенным. Т.е. при расстоянии 22,0 м область разрыхления распространяется на эту глубину. При расстоянии 11,3 м область разрушения охватывает уже все пространство между выработками, поскольку условие (2) выполняется для всех конечных элементов, расположенных между выработками.

**Выводы.** Проведенное численное моделирование показало, что при приближении одной выработки к другой большему влиянию подвержена та выработка, которая приближается. При этом зона активного влияния при таких размерах выработок распространяется на расстояние до 4,5 м и сохраняется вплоть до сближения выработок на расстояние до 11,0 м. При меньшем расстоянии уровень напряжений выравнивается и остается высоким во всей толще целика, что указывает на его разрушение. Зона 4,5 м является той зоной, на которую должно быть направлено максимальное влияние с точки зрения управления устойчивостью сопряжений, причем управляющие воздействия должны применяться, когда выработки находятся на расстоянии, превышающем 11,0 м.

Дальнейшие исследования направлены на оценку взаимного влияния выработок, расположенных в слоистом массиве, с целью разработки методов повышения устойчивости таких сопряжений, эксплуатирующихся на больших глубинах.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 02.04.10*

УДК 519.6; 622.235.5

© А.В. Чернай, А.К. Ищенко, Н.Н. Налисько, А.Л. Кириченко

## **МЕТОД КРУПНЫХ ЧАСТИЦ В МЕХАНИКЕ ГЕТЕРОГЕННЫХ СРЕД**

Запропонована модифікація схеми чисельного розрахунку рівнянь гідродинаміки за методом великих частинок для розв'язання задач вибухового навантаження гетерогенних конденсованих середовищ.

Предложена модификация схемы численного расчета уравнений гидродинамики по методу крупных частиц для решения задач взрывного разрушения гетерогенных конденсированных сред.

Modification of chart of numeral calculation of hydrodynamics equations is offered on the method of large particles for the decision of tasks of explosive destruction of the heterogeneous condensed environments.

Эффективность добычи полезных ископаемых открытым и подземным способами в основном определяется этапом буровзрывных работ. Поэтому поиск рациональных параметров конструкции зарядов был и остается актуальным, как с научной точки зрения, так и производственной необходимости. Решение этой проблемы является сложной научно-технической задачей, решение которой затруднено в связи с ее многофакторностью, недостатком достоверных знаний о проведении гетерогенных сред в условиях динамического воздействия, принципиальным запретом на получение автомоделных решений и моделирования в целом. Поэтому исследования ограничиваются теоретическими расчетами с последующим их сравнением с фактическими результатами работы взрыва.

К настоящему времени проведенные теоретические исследования касались одного–двух факторов общей задачи, без учета их связи с другими. Кроме того, в исследованиях, как правило, использовались аналитические методы, поэтому для получения решений существенно упрощалась как физическая, так и математическая модели задачи. Поиску рациональных параметров конструкций зарядов уделялось и уделяется большое внимание, как в научных работах, так и в производственной деятельности. Порядка 90 % всех работ посвящены изучению действия на среду шпуровых и скважинных зарядов. Проводились расчеты параметров волн напряжений при взрыве удлинённого заряда в горных породах, определялись зоны взрывного разрушения в массиве, зоны переизмельчения [1, 2], исследовалось влияние параметров забойки на процесс разрушения [3] и т.д. Основным недостатком этих работ заключается в том, что не учитывался весь комплекс условий проведения взрывных работ, поэтому задача нахождения оптимальных (рациональных) параметров конструкции зарядов остается нерешенной до настоящего времени.

В связи с бурным развитием компьютерной техники, обладающей высокими показателями быстродействия и памяти, решение поставленной задачи в полном объеме возможно осуществить с помощью численных методов решения уравнений гидродинамики и химической кинетики. При этом учесть весь комплекс параметров задачи, а так же решить задачу оптимизации, т.е. поиска рациональных параметров конструкций зарядов применительно к конкретным условиям проведения взрывных работ.

Рядом зарубежных фирм разработаны пакеты программ решения задач динамики твердых сред при действии взрывного нагружения. Например, два таких пакета были использованы в работе [3]. К сожалению, такая программная продукция довольно дорогостоящая, требующая постоянного сопровождения разработчика, не подлежит модификации, класс решаемых задач ограниченный, достоверность результатов трудно определяемая.

В настоящей работе для решения задачи поиска рациональных параметров шпуровых и скважинных зарядов предлагается метод численного решения уравнений гидродинамики – метод крупных частиц [4]. Основными достоинствами метода являются его экономичность и простота реализации за счет использования явных разностных схем, не требующих выделения особенностей 1-го и 2-го рода и введения искусственной вязкости. Разностные схемы являются устойчивыми по отношению к входным данным и резким изменениям характеристик среды. Все это позволяет воспользоваться сквозным счетом и решить не только конкретную задачу, но и задачу оптимизации параметров заряда.

Метод крупных частиц был разработан для решения задач аэродинамики со сложными краевыми условиями (обтекание летательных аппаратов). В настоящей работе предпринята попытка модифицировать метод для решения динамических задач в гетерогенных средах, в частности – задачи разрушения горной породы взрывом цилиндрического заряда.

Пусть: в момент времени  $t=0$  осуществляется детонация ВВ. задается скорость детонации  $D$  и давление за фронтом детонационной волны  $P_d$ , рис. 1.

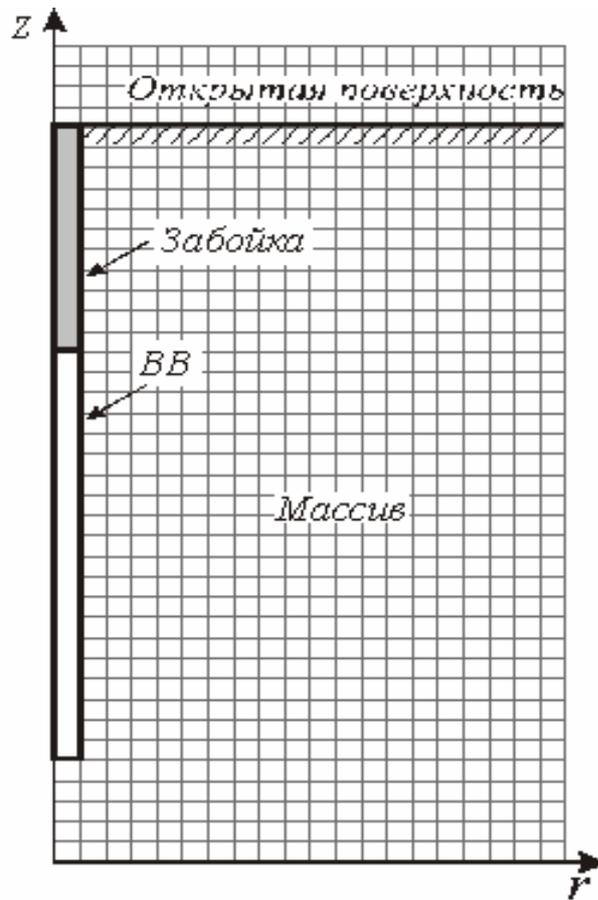


Рис. 1 Схема расположения заряда

Движение среды в цилиндрической системе координат описывается следующими уравнениями Эйлера:

а) неразрывности:  $\frac{\partial \rho}{\partial t} + \text{div}(\rho \vec{W}) = 0,$

б) движения: 
$$\left. \begin{aligned} \frac{\partial \rho u}{\partial t} + \text{div}(\rho u \vec{W}) + \frac{\partial P}{\partial z} &= 0, \\ \frac{\partial \rho v}{\partial t} + \text{div}(\rho v \vec{W}) + \frac{\partial P}{\partial r} &= 0 \end{aligned} \right\}$$

(1)

в) энергии:  $\frac{\partial \rho E}{\partial t} + \text{div}(\rho E \vec{W}) + \text{div}(P \vec{W}) = 0,$

где  $\rho$  – плотность;  $P$  – давление;  $\vec{W}$  – скорость;  $u, v$  – компоненты скорости  $\vec{W}$  по оси  $z$  и  $r$  соответственно;  $z, r$  – цилиндрические координаты;  $E = J + \frac{1}{2}(u^2 + v^2)$  – полная энергия;  $J$  – внутренняя энергия.

Для замыкания этой системы используются уравнения состояния. Рассматриваемая задача предполагает учет в расчётной области четырёх веществ: продуктов детонации (ПД), массива горных пород, дроблёной породы и атмосферного воздуха.

Уравнение состояния, применяемое в работе [3], получено на основе упруго-пластической модели С.С. Григоряна, единым образом описывает поведение дробленной и сплошной части массива горной породы.

Это уравнение состояния имеет вид:

$$P = P_x(\rho) - \rho\Gamma(E - E_x(\rho));$$

$$E_x(\rho) = \int_{\rho_0}^{\rho} \frac{P_x(\rho)}{\rho^2} d\rho = \frac{k}{n} \left[ \frac{y^{n-1}}{n-1} + \frac{1}{y} - \frac{1}{n-1} - 1 \right] \quad (2)$$

где  $P_x(\rho) = \frac{k}{n} \left( \left( \frac{\rho}{\rho_0} \right)^n - 1 \right)$ .

Здесь  $k$  и  $n$  – константы,  $k = 36$  ГПа,  $n = 3$ ;  $\Gamma$  – коэффициент Грюнайзена,  $\Gamma = 1$ ;  $y = \frac{\rho}{\rho_0}$ , где  $\rho_0, \rho$  – соответственно, начальная и текущая плотность массива.

В качестве уравнения состояния продуктов детонации воспользуемся УРС для ТНТ [5], которое представим в виде двухзвенной кривой:

$$\frac{P}{P_*} = \left( \frac{\rho}{\rho_*} \right)^n, \text{ при } P \leq P_*, \quad \rho \leq \rho_*, \quad n = 1,3 \quad (3)$$

$$\frac{P}{P_n} = \left( \frac{\rho}{\rho_n} \right)^n, \text{ при } P_* < P \leq P_n, \quad \rho_* < \rho \leq \rho_n, \quad n = 3,$$

где  $P_n, \rho_n, P_*, \rho_*$  – давление и плотность в точках Чемпена–Жуге и в точке кривой разгрузки.

В качестве УРС атмосферного воздуха воспользуемся уравнением состояния идеального газа:

$$P = (\gamma - 1)\rho \cdot j, \quad (4)$$

где  $j$  – внутренняя энергия воздуха;  $\gamma$  – показатель адиабаты;  $\rho$  – плотность.

Применительно к конденсированным средам постановка задачи модифицируется следующим образом.

Уравнение неразрывности в этом случае не изменяется:

$$\frac{\partial \rho}{\partial t} + \text{div}(\rho \vec{W}) = 0. \quad (5)$$

Уравнения движения и энергии приобретают вид [3]:

$$\frac{\partial(\rho \cdot v)}{\partial t} + \operatorname{div}(\rho v \vec{W}) = \frac{\partial \sigma_{rr}}{\partial r} + \frac{\partial \sigma_{rz}}{\partial z} + \frac{\sigma_{rr} - \sigma_{\Theta\Theta}}{r}, \quad (6)$$

$$\frac{\partial(\rho \cdot u)}{\partial t} + \operatorname{div}(\rho u \vec{W}) = \frac{\partial \sigma_{zz}}{\partial z} + \frac{\partial \sigma_{zr}}{\partial r} + \frac{\sigma_{rz}}{r}.$$

$$\frac{\partial(\rho E)}{\partial t} + \operatorname{div}(\rho E \vec{W}) + \operatorname{div}(P \vec{W}) = (S_{rr} \varepsilon_{rr} + S_{zz} \varepsilon_{zz} + 2S_{zr} \varepsilon_{zr} + S_{\Theta\Theta} \varepsilon_{\Theta\Theta}), \quad (7)$$

где  $S_{rr}, S_{zz}, S_{rz}, S_{\Theta\Theta}$  - компоненты девиатора напряжений;  $\varepsilon_{rr}, \varepsilon_{zz}, \varepsilon_{zr}, \varepsilon_{\Theta\Theta}$  - компоненты тензора скорости деформирования,  $P = -\frac{1}{3}(\sigma_{rr} + \sigma_{zz} + \sigma_{\Theta\Theta}) = -\frac{1}{3}(\sigma_{ii}) = -\sigma$   
 $S_{rr} = \sigma_{rr} - \sigma, \quad S_{zz} = \sigma_{zz} - \sigma, \quad S_{rz} = \sigma_{rz}, \quad S_{\Theta\Theta} = -\sigma;$

В гидродинамическом приближении ( $\sigma_{ij} = -\sigma \delta_{ij}$ ) уравнения (5) переходят в уравнение (1).

Компоненты тензора скорости деформирования имеют вид:

$$\xi_{rr} = \frac{\partial v}{\partial r}; \quad \xi_{\Theta\Theta} = \frac{v}{r}; \quad \xi_{zz} = \frac{\partial u}{\partial z}; \quad \xi_{rz} = \frac{\partial v}{\partial r} + \frac{\partial u}{\partial z}. \quad (8)$$

Определение компонент тензора напряженного состояния массива в области неразрушающих нагрузок возможно на основании закона Гука:

$$\sigma_{mk} = \frac{E}{1+\chi} (\varepsilon_{mk} + \frac{\chi}{1-2\chi} \varepsilon_{ll} \cdot \delta_{mk}), \quad (9)$$

где  $E$  – модуль Юнга;  $\chi$  – коэффициент Пуассона;  $\delta_{mk}$  – символ Кронеккера.

Таким образом, система уравнений (5–9) является замкнутой и полностью описывает проведение среды в динамических задачах механики твёрдого тела.

Для установления области разрушения массива горных пород уравнения (5–9) необходимо дополнить критерием предельного состояния (критерием разрушения). В настоящей работе исследовался обобщенный критерий Мизеса, Мизеса–Хилла, Баландина. Анализ этих критериев выполнялся на основе решения задач о взрыве заряда вблизи открытой поверхности (рис. 1). Обобщенный критерий Мизеса имеет вид

$$\frac{1}{2} [(\sigma_{rr} - \sigma_{zz})^2 + (\sigma_{zz} - \sigma_{\Theta\Theta})^2 + (\sigma_{\Theta\Theta} - \sigma_{rr})^2] = Y^2(P),$$

где  $Y(P) = Y_0 + \frac{\mu P}{[(1 + \mu P)/(Y_{pl} - Y_0)]^3}$ ,  $Y_0$  – сцепление, для песчаников (0,2 ГПа),

$\mu$  - коэффициент внутреннего трения (0,4),  $Y_{pl}$  - предельное значение сдвиговой прочности (1,8 ГПа).

Критерий Мизеса-Хила был получен путем модификации классического условия Мизеса на хрупко-упругие тела. Такими свойствами обладают скальные горные породы с большой акустической жесткостью. Модификация касалась учета характера напряжений: растяжение или сжатие. Предельное состояние, согласно этому условию, имеет вид:

$$\frac{(\sigma_r - \sigma_z)^2}{4g^2} + \tau_{rz}^2 \geq \tau_s^2,$$

где  $g$  – коэффициент анизотропии,  $g = \frac{\sigma_s}{\tau_s \sqrt{3}}$ ,  $\sigma_s = \begin{cases} [\sigma_{сж}] & \text{при } P < 0 \\ [\sigma_p] & \text{при } P > 0 \end{cases}$ ,  $P$  – среднее гидростатическое давление;  $\tau_s$  – предельное значение сдвиговой прочности.

В третьем комплексном критерии предельное состояние определяется в три этапа. В начале по критерию П.П. Баландина проверяется условие формоизменения:  $A_\phi \geq \tilde{A}_\phi$ , где  $A_\phi$  – удельная потенциальная энергия формоизменения,  $\tilde{A}_\phi$  – предельное значение удельной потенциальной энергии формоизменения. В цилиндрической системе координат условие выглядит следующим образом:

$$\sigma_{rr}^2 + \sigma_{\theta\theta}^2 + \sigma_{zz}^2 - \sigma_{rr}\sigma_{\theta\theta} - \sigma_{rr}\sigma_{zz} - \sigma_{zz}\sigma_{\theta\theta} + 3\tau_{rz}^2 \geq (\sigma_p - \sigma_c) \cdot (\sigma_{rz} + \sigma_{\theta\theta} + \sigma_{zz}) + \sigma_p \cdot \sigma_c,$$

где  $\sigma_p$ ,  $\sigma_c$  – экспериментальные параметры прочности породы на растяжение и сжатие.

При наступлении этого условия определяется тип разрушения:

$$\text{отрыв} \quad \frac{\tau_{\max}}{\sigma_1} < \frac{\tau_s}{s}; \quad \text{сдвиг} \quad \frac{\sigma_{\max}}{\sigma_1} < \tau_s;$$

где  $\sigma_1$  и  $\tau_{\max}$  – наибольшие текущие нормальные и касательные напряжения,  $s$  – сопротивление породы отрыву.

Затем по критерию линейного суммирования повреждений определяются разрушения из условия:

$$\int_0^{t_p} \frac{dt_k}{t_p} = 1,$$

где  $t_p$  – продолжительность действия нагрузки в элементе до его разрушения;  $dt_k$  – продолжительность действия эквивалентного напряжения, подсчитанного по критерию Баландина;  $t_k$  – соответствующая этому напряжению продолжительность действия нагрузки до разрушения при  $\sigma_3 = \text{const}$ .

Проверка критерия производится отдельно для разных разрушений. Причем для этого необходимо знать характеристику породы  $\sigma_3(t_p)$ , т.е. продолжительность действия нагрузки  $t_p$  до разрушения при  $\sigma_3 = \text{const}$ . Кривая  $\sigma_3(t_p)$  определяется экспериментальным путем.

Критерий Мизеса рассматривает общий случай НДС твердого тела и в численном расчете определяют разрушения в равной мере как в окрестностях заряда, так и у открытой поверхности. Экспериментальные же исследования показывают преимущественное разрушение пород с большой акустической жесткостью у открытой поверхности за счет возникновения больших деформаций. Эти особенности разрушения учтены в комплексном критерии Баландина и в критерии Мизеса-Хила. В рассматриваемых условиях эти критерии дают наиболее удовлетворительные результаты. В дальнейших исследованиях предполагается использовать критерий Мизеса-Хилла, учитывая его достаточную простоту. Применение комплексного критерия вызывает значительное усложнение расчетов и необходимость экспериментального определения характеристик  $\sigma_s(t_p)$ , которые практически отсутствуют для распространенных горных пород Донбасса.

При построении разностной схемы по методу крупных частиц (МКЧ) модельная среда заменяется системой из  $N$  крупных "жидких" частиц, которые в начальный период времени распределены в координатном пространстве  $(r, z)$ , рис. 2, по ячейкам эйлеровой сетки. Основная идея МКЧ состоит в "расщеплении" по физическим процессам исходной нестационарной системы уравнений Эйлера, записанных в форме законов сохранения.

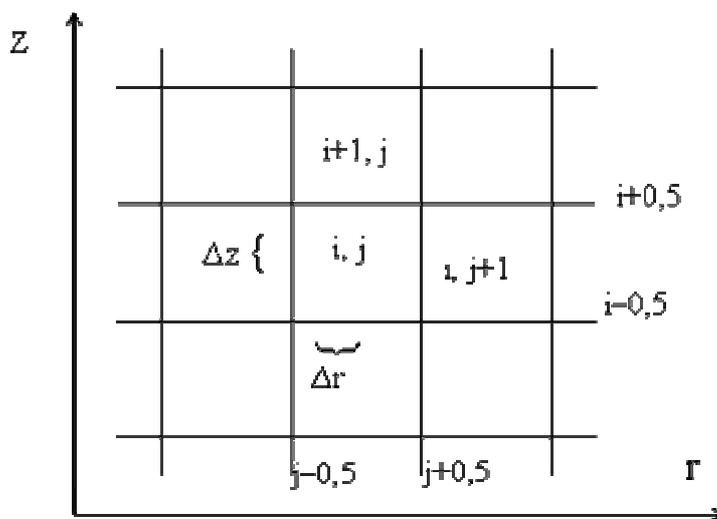


Рис. 2 Схема расчетной сетки

Эйлеров этап. В начале пренебрегаем всеми эффектами, связанными с перемещением элементарной ячейки, и учитываем эффекты ускорения лишь за счет давления; здесь для крупной частицы определяются промежуточные значения искомых параметров потока  $\tilde{\varphi}(\tilde{u}, \tilde{\vartheta}, \tilde{E})$  – эйлеров этап. Затем определяются потоки массы через границы эйлеровых ячеек (лагранжев этап), после чего вычисляются окончательные значения газодинамических параметров потока  $\underline{\psi}(u, \vartheta, E, \rho)$  на основе законов сохранения массы, импульса и энергии для каждой ячейки и всей системы в целом (заключительный этап). Все эти этапы подробно изложены в работе [4].

Учитывая, что в цилиндрической системе координат  $\text{div}(\mathbf{PW}) = \frac{\partial \mathbf{P}u}{\partial z} + \frac{1}{r} \frac{\partial (r\mathbf{P}v)}{\partial r}$ , разностный аналог системы уравнений (1) имеет вид:

$$\left. \begin{aligned} \rho_{ij}^n \left( \frac{\partial u}{\partial t} \right)_{ij}^n \Delta r \Delta z &= -(P_{i+0,5,j}^n - P_{i-0,5,j}^n) \Delta r, \\ \rho_{ij}^n \left( \frac{\partial v}{\partial t} \right)_{ij}^n \Delta r \Delta z &= -(P_{i,j+0,5}^n - P_{i,j-0,5}^n) \Delta z, \end{aligned} \right\} \quad (10)$$

$$\rho_{i,j}^n \left( \frac{\partial E}{\partial t} \right)_{i,j}^n \Delta r \Delta z = - \left[ \frac{j P_{i,j+0,5}^n v_{i,j+0,5}^n}{(j-0,5) \Delta r} - \frac{(j-1) P_{i,j-0,5}^n v_{i,j-0,5}^n}{(j-0,5) \Delta r} + \frac{P_{i+0,5,j}^n u_{i+0,5,j}^n - P_{i-0,5,j}^n u_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} \right],$$

$$u_{i+0,5,j}^n = \frac{u_{i,j}^n + u_{i+1,j}^n}{2}, \quad \left( \frac{\partial f}{\partial t} \right)_{i,j}^n = \frac{\tilde{f}_{i,j}^n - f_{i,j}^n}{\Delta t}, \quad f = f(u, v, E).$$

Из уравнения (10) получаем:

$$\begin{aligned} \tilde{u}_{i,j}^n &= u_{i,j}^n - \frac{P_{i+0,5,j}^n - P_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} \frac{\Delta t}{\rho_{i,j}^n}, \\ \tilde{v}_{i,j}^n &= v_{i,j}^n - \frac{P_{i,j+0,5}^n - P_{i,j-0,5}^n}{\Delta r} \frac{\Delta t}{\rho_{i,j}^n}, \\ \tilde{E}_{i,j}^n &= E_{i,j}^n - \left[ \frac{j P_{i,j+0,5}^n v_{i,j+0,5}^n - (j-1) P_{i,j-0,5}^n v_{i,j-0,5}^n}{(j-0,5) \Delta r} + \frac{P_{i+0,5,j}^n u_{i+0,5,j}^n - P_{i-0,5,j}^n u_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} \right] \frac{\Delta t}{\rho_{i,j}^n}. \end{aligned}$$

Лагранжев этап. На этом этапе вычисляются эффекты переноса, учитывающие обмен между ячейками при их перестройке на прежнюю эйлерову сетку.

В цилиндрической системе координат разностную форму уравнения неразрывности удобно получить из интегрального представления этого уравнения:

$$\int \frac{\partial \rho}{\partial t} d\tau = \int_{S(t)} (\rho \vec{W})_n ds,$$

где  $S(t)$ - поверхность крупной частицы,  $\tau$  - объём,  $(\rho \vec{W})_n$  - потоки массы через границы эйлеровых ячеек.

Объём  $j$  - ячейки равен  $(j-0,5)2\pi\Delta r\Delta r\Delta z$  (в дальнейшем  $2\pi$  опустим, так как этот множитель будет и в правой части этого уравнения).

Тогда

$$(\rho_{i,j}^{n+1} - \rho_{i,j}^n)(j-0,5)\Delta r^2\Delta z = [\Delta M_{i-0,5,j}^n - \Delta M_{i+0,5,j}^n + \Delta M_{i,j-0,5}^n - \Delta M_{i,j+0,5}^n],$$

где  $\Delta M$  - масса вещества, прошедшего за  $\Delta t$  через границу ячейки. Её можно определить по формулам второго порядка точности, однако, при этом требуется введение искусственной вязкости. Поэтому остановимся на разностном представлении  $\Delta M$  в первом приближении. Расчётная схема при этом обладает достаточной устойчивостью, обусловленной наличием аппроксимационной вязкости.

Потоки массы в направлении оси  $z$  через границы ячейки определяются следующими выражениями:

$$\Delta M_{i+0,5,j}^n \begin{cases} (j-0,5)\Delta r^2 \rho_{i,j}^n \frac{\tilde{u}_{i,j}^n + \tilde{u}_{i+1,j}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{u}_{i,j}^n + \tilde{u}_{i+1,j}^n > 0, \\ (j-0,5)\Delta r^2 \rho_{i+1,j}^n \frac{\tilde{u}_{i,j}^n + \tilde{u}_{i+1,j}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{u}_{i,j}^n + \tilde{u}_{i+1,j}^n < 0; \end{cases}$$

$$\Delta M_{i-0,5,j}^n \begin{cases} (j-0,5)\Delta r^2 \rho_{i-1,j}^n \frac{\tilde{u}_{i-1,j}^n + \tilde{u}_{i,j}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{u}_{i-1,j}^n + \tilde{u}_{i,j}^n > 0, \\ (j-0,5)\Delta r^2 \rho_{i,j}^n \frac{\tilde{u}_{i-1,j}^n + \tilde{u}_{i,j}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{u}_{i-1,j}^n + \tilde{u}_{i,j}^n < 0; \end{cases}$$

в направлении оси  $r$ :

$$\Delta M_{i,j+0,5}^n \begin{cases} (j-0,5)\Delta r \Delta z \rho_{i,j}^n \frac{\tilde{v}_{i,j+1}^n + \tilde{v}_{i,j}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{v}_{i,j+1}^n + \tilde{v}_{i,j}^n > 0, \\ (j-0,5)\Delta r \Delta z \rho_{i,j+1}^n \frac{\tilde{v}_{i,j+1}^n + \tilde{v}_{i,j}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{v}_{i,j+1}^n + \tilde{v}_{i,j}^n < 0; \end{cases}$$

$$\Delta M_{i,j-0,5}^n \begin{cases} (j-0,5)\Delta r \Delta z \rho_{i,j-1}^n \frac{\tilde{v}_{i,j}^n + \tilde{v}_{i,j-1}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{v}_{i,j}^n + \tilde{v}_{i,j-1}^n > 0, \\ (j-0,5)\Delta r \Delta z \rho_{i,j}^n \frac{\tilde{v}_{i,j+1}^n + \tilde{v}_{i,j-1}^n}{2} \Delta t, & \text{если } \tilde{v}_{i,j}^n + \tilde{v}_{i,j-1}^n < 0; \end{cases}$$

Заключительный этап. На этом этапе учитывается перераспределение массы, импульса, энергии по пространству и определяются окончательные поля эйлеровых параметров потока на фиксированной сетке в момент времени  $t^{n+1} = t + \Delta t$ .

Уравнения этого этапа представляют собой законы сохранения массы  $M$ , импульса  $\vec{P}$ , и полной энергии  $E$ , записанные для данной ячейки в разностной форме:

$$\begin{aligned} M^{n+1} &= M^n + \sum \Delta M_{\text{гп}}^n \\ \vec{P}^{n+1} &= \vec{P}^n + \sum \Delta \vec{P}_{\text{гп}}^n, \\ E^{n+1} &= E^n + \sum \Delta E_{\text{гп}}^n \end{aligned} \quad (11)$$

где  $\Delta M_{\text{гп}}^n$  - масса вещества, которая пересекла за время  $\Delta t$  одну из границ рассматриваемой ячейки.

Суммирование производится по всем сторонам ячейки. Аналогичным образом определяются  $\Delta \vec{P}_{\text{гп}}^n$ ,  $\Delta E_{\text{гп}}^n$ . Уравнения (11) означают, что изменения параметров осуществляется только за счёт взаимодействия на внешней границе области течения, т.е. предполагается, что нет источников и стоков для  $M$ ,  $P$ ,  $E$ .

Гидродинамический подход применяется для продуктов детонации, воздуха и зоны дробления горной породы. В неразрушимой зоне необходимо решать уравнения (6, 7).

Эйлеров этап. Уравнения движения (5) приобретут вид:

$$\rho_{i,j}^n \left( \frac{\partial v}{\partial t} \right)_{i,j}^n \Delta r \Delta z = (\sigma(1)_{i,j+0,5}^n - \sigma(1)_{i,j-0,5}^n) \Delta z + (\sigma(4)_{i+0,5,j}^n - \sigma(4)_{i-0,5,j}^n) \Delta r + \frac{(\sigma(1)^n - \sigma(3)^n)}{j} \Delta z,$$

$$\rho_{i,j}^n \left( \frac{\partial u}{\partial t} \right)_{i,j}^n \Delta r \Delta z = (\sigma(2)_{i+0,5,j}^n - \sigma(2)_{i-0,5,j}^n) \Delta r + (\sigma(4)_{i,j+0,5}^n - \sigma(4)_{i,j-0,5}^n) \Delta z + \frac{\sigma^n(4)}{j} \Delta z,$$

или

$$\tilde{v}_{i,j}^n = v_{i,j} + \left[ \frac{\sigma(1)_{i,j+0,5}^n - \sigma(1)_{i,j-0,5}^n}{\Delta r} + \frac{\sigma(4)_{i+0,5,j}^n - \sigma(4)_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} + \frac{\sigma(1)_{i,j}^n - \sigma(3)_{i,j}^n}{j \Delta r} \right] \frac{\Delta t}{\rho_{i,j}^n},$$

$$\tilde{u}_{i,j}^n = \tilde{u}_{i,j} + \left[ \frac{\sigma(2)_{i+0,5,j}^n - \sigma(2)_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} + \frac{\sigma(4)_{i,j+0,5}^n - \sigma(4)_{i,j-0,5}^n}{\Delta r} + \frac{\sigma(4)_{i,j}^n}{j \Delta r} \right] \frac{\Delta t}{\rho_{i,j}^n},$$

где  $\sigma(1) = \sigma_{rr}$ ,  $\sigma(2) = \sigma_{zz}$ ,  $\sigma(3) = \sigma_{\Theta\Theta}$ ,  $\sigma(4) = \sigma_{rz}$ .

Для того, чтобы записать уравнение сохранения энергии, введём обозначения:  $\sigma = \frac{1}{3} [\sigma(1) + \sigma(2) + \sigma(3)]$  – среднее гидростатическое давление;

Компоненты девиатора напряжения –  $s(1) = s_{rr} = \sigma(1) - \sigma$ ,  $s(2) = s_{zz} = \sigma(2) - \sigma$ ,  $s(3) = s_{\Theta\Theta} = \sigma(3) - \sigma$ ,  $s(4) = s_{rz} = \sigma(4) - \sigma$ .

Скорости деформаций –  $\xi(1) = \xi_{rr}$ ,  $\xi(2) = \xi_{zz}$ ,  $\xi(3) = \xi_{\Theta\Theta}$ ,  $\xi(4) = \xi_{rz}$ .

Компоненты тензора скорости деформации определим следующим образом:

$$\xi(1) = \frac{v_{i,j+0,5}^n - v_{i,j-0,5}^n}{\Delta r},$$

$$\xi(2) = \frac{u_{i+0,5,j}^n - u_{i-0,5,j}^n}{\Delta z},$$

$$\xi(3) = \frac{v_{i,j}^n}{j\Delta r},$$

$$\xi(4) = \frac{v_{i+0,5,j}^n - v_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} + \frac{u_{i,j+0,5}^n - u_{i,j-0,5}^n}{\Delta r}.$$

Тогда уравнение сохранения энергии примет вид:

$$\rho_{i,j}^n \left( \frac{\partial E}{\partial t} \right)_{i,j}^n \Delta r \Delta z = \left[ \frac{jP_{i,j+0,5}^n v_{i,j-0,5}^n - (j-1)P_{i,j-0,5}^n v_{i,j-0,5}^n}{(j-0,5)\Delta r} + \frac{P_{i+0,5,j}^n u_{i+0,5,j}^n - P_{i-0,5,j}^n u_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} \right] + [s^n(1)\xi^n(1) + s^n(2)\xi^n(2) + s^n(4)\xi^n(4) + s^n(3)\xi^n(4)]_{i,j}$$

Или

$$\tilde{E}_{i,j}^{n+1} = E_{i,j}^n - \left[ \frac{jP_{i,j+0,5}^n v_{i,j-0,5}^n - (j-1)P_{i,j-0,5}^n v_{i,j-0,5}^n}{(j-0,5)\Delta r} + \frac{P_{i+0,5,j}^n u_{i+0,5,j}^n - P_{i-0,5,j}^n u_{i-0,5,j}^n}{\Delta z} + s^n(1)\xi^n(1) + s^n(2)\xi^n(2) + 2s^n(4)\xi^n(4) + s^n(3)\xi^n(3) \right]_{i,j} \frac{\Delta t}{\rho_{i,j}}$$

Остальной вычислительный процесс остаётся без изменений.

Численный расчет уравнений гидродинамики может быть выполнен только в ограниченной области пространства. При этом в граничных ячейках необходимо задавать такие условия, которые не искажают параметры в расчетной области. Для этого вводятся в рассмотрение фиктивные ячейки, расположение которых показано на рис. 3. Для левой границы используется условие непротекания. Вводится нулевая фиктивная ячейка, в которой  $v_{i,0} = -v_{i,1}$ , поэтому  $v_{i,0,5} = \frac{v_{i,0} + v_{i,1}}{2} = 0$ .

Была предпринята попытка перенести на верхние, нижние и правые фиктивные ячейки значения параметров из граничных ячеек путем экстраполяции нулевого, первого и второго порядков. Однако результаты расчетов текстовой задачи (взрыв камуфлетного заряда) показали, что эти экстраполяции дают результаты, противоречащие физическому смыслу. Поэтому нами было предложено использовать так называемое условие "мягкой" стенки, которое базируется на уравнении ударной адиабаты.

$$P = (A + Bu_{jm+1})u_{jm+1}$$

где  $u_{jm+1}$  – скорость вещества в фиктивной ячейке, м/с; А, В – коэффициенты.

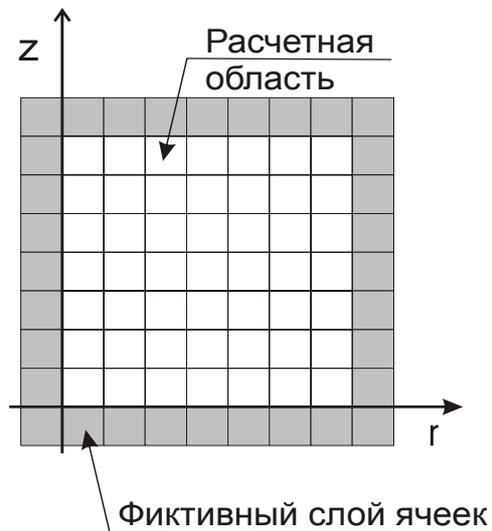


Рис. 3 Структура расчётной сетки, фиктивные ячейки

Значение  $A$  принималось равным скорости звука в веществе, а значение коэффициента  $B$  определялось по граничной ячейке:

$$B = \left( \frac{P_{jm}}{\rho_0 u_{jm}} - A \right) \frac{1}{u_{jm}}.$$

Как показали расчеты, условие "мягкой" стенки не генерирует отраженных волн сжатия или растяжения, то есть не вносит искажения в расчетную область.

Апробация модифицированной схемы расчета по методу крупных частиц, выполненная при решении задач разрушения крепкой породы цилиндрическим зарядом, показала удовлетворительное согласие с экспериментальными данными.

Предложенный метод расчета предполагается использовать для поиска эффективных параметров забойки в применяемых на практике цилиндрических зарядах, а так же для решения задачи оптимизации конструкции заряда в целом в  $n$ -мерном пространстве его параметров.

#### Список литературы

1. Нейман И.Б. Определение размеров зоны взрывного разрушения в массиве // ФТПРПИ. – 1979. – №5. – С. 62-67.
2. Применение забойки переменной плотности / В.Г. Яковенко, Е.Б. Бекетаев, А.И. Берг и др. // Изв. Metallургии. – 1990. – №6. – С. 37-39.
3. Вовк А.А., Черный Г.И., Кравец В.Г. Действие взрывов в грунтах. – Киев: Наукова думка, 1974. – 207 С.
4. Белоцерковский О.М., Давыдов Ю. М. Метод крупных частиц в газовой динамике. – М.: Наука, 1982. – 391 С.
5. Физика взрыва / Баум Ф.А., Орленко Л.П., Станюкович К.П. и др. – М.: Наука, 1975. – 704 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Соболевим В.В.  
Надійшла до редакції 07.04.10*

## АНАЛИЗ СВОЙСТВА СТАЦИОНАРНОСТИ ЗОНДИРУЮЩЕГО УГОЛЬНЫЙ ПЛАСТ ВИБРОАКУСТИЧЕСКОГО ИНФОРМАЦИОННОГО СИГНАЛА

Рассматривается задача, суть которой состоит в исследовании и анализе свойства стационарности реализаций виброакустического информационного сигнала, излучаемого при технологическом воздействии рабочих частей режущего инструмента на угольный забой очистной выработки.

Розглянута задача, суттю якої є дослідження та аналіз властивості стаціонарності реалізацій віброакустичного інформаційного сигналу, який випромінюється під час технологічної взаємодії робочих деталей ріжучого інструменту на вугільний вибій очистної виробки.

Vibroacoustic signal emitted while cutting tool impact on coal face are studied. Stationary properties of signal realization are analyzed.

**Ведение. Постановка задачи. Формулировка предмета и цели исследований.** Внезапные выбросы угля и газа в угольных шахтах, являются наиболее сложными и опасными из всех проявлений горного давления. Проблема исследования этого явления приобретает все большее значение в связи с интенсификацией горных работ и увеличением глубины шахт. Этими факторами обусловлен неослабевающий интерес к исследованиям газодинамических проявлений горного давления во многих странах, особенно в США, Индии, Китае, Великобритании, Польше, Германии. Особое внимание уделяется разработке надежных методов непрерывного прогноза газодинамических явлений.

Известно [1], что информацию о параметрах напряженного состояния газонасыщенного угленосного массива можно получить, исследуя функцию вариации частот  $\omega$  энергетического спектра  $S(\omega, t)$  виброакустического информационного сигнала  $s(t)$ , который излучается при технологическом воздействии рабочих частей режущего инструмента на забой выработки. Современный аналоговый метод анализа [2,3] функции вариации  $S(\omega, t)$  основан на непрерывном исследовании спектральных характеристик реализаций информационного сигнала  $s(t)$  в соответствии с классическим [3] выражением

$S(\omega) = \int_{-\infty}^{\infty} s(t)e^{-j\omega t} dt$ , которое для применяемого метода преобразуется к математической модели статистической оценки спектральных характеристик:

$$\langle S(\omega, t) \rangle = \int_0^{T_p} \langle s(t) \rangle e^{-j\omega_i t} dt, \quad (1)$$

$$t \in T_p, i \in n$$

где:  $\langle \dots \rangle$  – операция статистического усреднения по ансамблю реализации;  $T_p$  – время усреднения, равное постоянной времени фильтра;  $i$  – количество анали-

зируемых частотных составляющих. Строгая адекватность спектральной модели (1) обеспечивается при наличии свойства стационарности реализации информационного сигнала  $s(t)$  на интервале времени  $T_p$ . Современный аналоговый метод анализа спектральных характеристик  $\langle S(\omega, t) \rangle$  предполагает подтверждение гипотезы о стационарности, однако результатов исследования и анализа этой гипотезы для виброакустического информационного сигнала, излучаемого при технологическом воздействии рабочих частей режущего инструмента на забой выработки, нами не обнаружено. Нами были проведены экспериментальные исследования спектра информационного сигнала, однако в них не были учтены параметры свойства его стационарности.

Решение **задачи**, суть которой состоит в исследовании и анализе свойства стационарности реализаций виброакустического информационного сигнала, излучаемого при технологическом воздействии рабочих частей режущего инструмента на забой выработки, является **целью исследований** настоящей статьи. Цель исследований достигается разработкой метода и методики исследований с последующим анализом их результатов. **Объектом исследований** являются реализации виброакустического сигнала, излучаемого при технологическом воздействии рабочих частей режущего инструмента на угольный пласт выработки, снятые в забое шахты «Краснолиманская» в период с 22 октября по 4 декабря 2009 г. **Предмет исследований** – характеристические параметры и функции гипотезы стационарности реализаций информационного сигнала.

**Основная часть. Анализ оценки свойства стационарности сигнала горного давления.** В основе спектральной математической модели анализа информационного сигнала лежит метод обратимых преобразований по системе ортогональных функций. Главное достоинство таких преобразований состоит в том, что они позволяют представить анализируемый сигнал  $s(t)$  в виде конечной суммы  $k$  независимых детерминированных составляющих  $s(t) = \sum_k a_k \psi_k(t)$ .

Под спектральным излучением информационного сигнала  $s(t)$  понимается процесс генерирования рабочими частями режущего инструмента детерминированных ортогональных составляющих  $a_k \psi_k(t)$  с их пространственным суммированием по длине канала связи между источником и виброакустическим датчиком приемника-анализатора. Количество  $k$  ортогональных составляющих и значения их весовых коэффициентов  $a_k$  аутентифицируют информационную составляющую сигнала  $s(t)$ . Под спектральным анализом, соответственно, понимается процесс информационного разложения приемником сигнала  $s(t)$  на ортогональные составляющие  $a_k \psi_k(t)$  с их последующей информационной обработкой.

*Анализ характеристик и параметров адекватности спектральной математической модели.* В пространстве функций, заданных на конечном интервале  $[0, T_p]$ , норма, как наиболее общая числовая характеристика произвольной функции  $s(t)$ , по определению вычисляется как корень квадратный из скаляр-

ного произведения функции. В общем случае, для комплексных функций, квадрат нормы (энергия сигнала) соответствует выражению  $\|s(t)\|^2 = \int_0^{Tp} s(t)s^*(t)dt$ ,

где  $s^*(t)$  – функция, комплексно сопряженная с  $s(t)$ . Для информационного сигнала норма функции имеет конечное значение (интеграл сходится) и можно говорить, что функция принадлежит пространству функций  $L^2[t], t = [0, Tp]$ , интегрируемых с квадратом (пространство Гильберта), и имеет конечную энергию. В пространстве Гильберта на основе совокупности ортогональных функций с нулевым скалярным произведением всегда может быть создана система ортонормированных «осей» (базис пространства), при этом любой сигнал, принадлежащий этому пространству, может быть представлен в виде весовой суммы проекций сигнала на эти «оси» – базисных векторов. Базис пространства  $L^2[t], t = [0, Tp]$  может быть образован любой ортогональной системой функций.

Наибольшее применение в спектральном анализе получила система комплексных экспоненциальных функций, которые определяются выражением (1). При известных выражениях базисных функций  $\psi_k(t) = \exp(-j\omega t)$  сигнал  $s(t)$  однозначно определяется совокупностью коэффициентов  $a_k$  и может быть абсолютно точно восстановлен по этим коэффициентам. Таким образом, любая функция Гильбертова пространства может быть представлена в виде комплексного ряда Фурье, который лежит в основе спектральной модели. При практических применениях ряд Фурье ограничивается определенным количеством членов  $k$ . Ограничение числа членов ряда означает аппроксимацию бесконечномерного сигнала  $k$  – мерной системой базисных функций спектра сигнала с определенной методической погрешности в зависимости от фактического спектра сигнала. Ограничение интервала интегрирования  $t \in [Tp]$  временем «квазистационарности» параметров приводит к методическим (в сумме с вышеуказанной) погрешностям, которые влияют на информационную адекватность. Кроме того, тригонометрические (и связанные с ними комплексно-экспоненциальные) функции являются собственными (детерминированными на интервале интегрирования  $Tp$ ) функциями и поэтому пригодны для описания сигналов, у которых изменения параметров во времени отсутствуют, т.е. стационарных.

Частичным выходом из ситуации квазистационарности сигнала является оконное спектральное преобразование с движущейся по сигналу оконной функцией  $w(t), t \in [Tp]$ . Временной интервал  $Tp$  сигнала  $s(t)$ , при его большой длительности, разделяется на подинтервалы  $Tw < Tp$ , и преобразование Фурье выполняется последовательно для каждого подинтервала в отдельности. Тем самым осуществляется переход к частотно-временному представлению информационного сигнала, при этом в пределах каждого подинтервала  $Tw$  сигнал  $s(t)$  должен быть стационарным. Результатом оконного преобразования является семейство спектров, которым отображается изменение спектра сигнала по интервалам сдвига окна преобразования. Это в какой-то мере позволяет выделять на координатной оси и анализировать особенности нестационарных на ин-

тервале  $Tp$  сигналов. Размер оконной функции  $w(t)$  обычно устанавливается соизмеримым с интервалом стационарности сигнала. По существу, таким преобразованием один нелокализованный базис разбивается на определенное количество базисов, локализованных в пределах функции  $w(t)$ , что позволяет представлять результат преобразования в виде функции двух переменных: частоты и временного положения окна. При этом интервал стационарности  $Tw$  сигнала  $s(t)$  необходимо знать априори.

Оконное преобразование выполняется в соответствии с выражением:

$$S(\omega, t) = f \left[ \int_{\omega} s(t) w(Tw - \tau\omega) \exp(-j\omega t) d\omega \right], \quad (2)$$

$$t \in [\tau w] \in [Tw] \in [Tp], \omega \in [\Delta\Omega]$$

$w(Tw - \tau\omega)$  представляет собой функцию (в общем случае – комплексную) окна сдвига преобразования по координате  $Tw$ , где параметром  $\tau\omega$  задаются фиксированные значения сдвига. Эффективная ширина оконной функции сохраняется постоянной по всему времени  $Tp$  анализа сигнала. Координатная разрешающая способность оконного преобразования определяется шириной оконной функции  $Tw$  и обратно пропорциональна частотной  $\Delta\omega$  разрешающей способности. При ширине оконной функции, равной  $Tw$ , частотная разрешающая способность определяется значением  $\Delta\omega = \frac{2\pi}{Tw}$ . Для оконного преобразования Фурье вышеперечисленные требования и ограничения являются принципиальными.

Частотно-временное оконное преобразование применяется для анализа нестационарных сигналов, если их частотный состав изменяется во времени. Функция оконного преобразования (2) может быть переведена в трехмерный вариант с независимыми переменными и по времени  $\tau$ , и по частоте  $\omega$ :

$$S(\omega, t) = f \left[ \int_{\tau} s(t - \tau) w(\tau) \exp(-j\omega t) d\tau \right], \quad (3)$$

$$t \in [\tau], \omega \in [\Delta\Omega]$$

Как видно, адекватность спектрального метода анализа информационного сигнала полностью определяется его стационарностью на анализируемых временных интервалах.

В последующих экспериментальных исследованиях будем определять основные характеристики и параметры стационарности сигнала  $s(t, \Delta t)$  [5] как случайного процесса, т.е. представим информационный сигнал в виде числового ряда, отражающего значения функции  $s(t, \Delta t)$  через детерминированные дискретные интервалы времени  $\Delta t \ll Tp$ . Строгое определение стационарности случайного процесса подразумевает неизменность функции распределения плотности вероятностей (ФРПВ) его значений

$wp_n[s(t, \Delta t)], t \in (\Delta t), t \in (Tp), \Delta t \in (Tp)$  произвольного порядка  $n$  на любых временных интервалах его реализаций  $t \in [Tp]$ , в частном случае одномерная  $wp_1[s(t)]$  ФРПВ

$$wp_1[s(t, \Delta t)] = \frac{\partial F[s(t, \Delta t)]}{\partial s(t, \Delta t)}, \quad (4)$$

где  $F[s(t, \Delta t)] = p[s(t, \Delta t) < x]$  – интегральная функция распределения вероятностей.

Неизменность ФРПВ определяет постоянство моментов этих реализаций: среднего

$$m[s(t, \Delta t)] = \int_0^{Tp} s(t) wp_1[s(t, \Delta t)] ds$$

и дисперсии

$$D[s(t, \Delta t)] = m\{[s(t, \Delta t) - m[s(t, \Delta t)]]^2\},$$

необходимых, но недостаточных условий стационарности. Менее строго (в широком смысле по А.Я. Хинчину) стационарность характеризует неизменность автокорреляционных функций (АКФ)

$$R_{ss}(t, \Delta t, \tau) = \int_0^{Tw} [s(t, \Delta t), s(t, \tau)] d\tau, \tau \in (Tw). \quad (5)$$

Таким образом, аргументированным требованием, ограничивающим применение спектральных методов как инструмента параметрического информационного анализа, является строгое требование стационарности функции  $s(t)$  на исследуемом временном интервале  $Tp$ , либо оконных интервалах  $Tw$ . Ранжируем порядок требований метода исследования стационарности оконных реализаций: среднее и дисперсия, АКФ (5), ФРПВ (4).

**Методика и результаты экспериментальных исследований свойства стационарности реализаций информационного сигнала.** В качестве исследуемых реализаций информационного сигнала  $s(t)$  возьмем два сигнала:  $s_1(t)$  – снятый во время безопасной работы технологического оборудования и  $s_2(t)$  – снятый перед выбросом. Исследования требований будем проводить в среде пакета *MatLab* методом расчета функций характеристических параметров, определенных в предыдущем подразделе. Параметры аналого-цифрового преобразования определим в соответствии с методикой [6]. Частота дискретизации  $f_d \geq 1/\Delta t > 22000\text{Hz}$ , количество уровней квантования – 16. Интервал анализа  $Tp$  имеет ограничения: он должен обеспечивать анализ минимальной частоты  $f_{\min} = 15\text{Hz}$  информационного сигнала, т.о.  $Tp_{\max} \leq 100\text{ms}$ , минимальное значение ограничено временем одного оборота режущего инструмента (2000 об/мин)  $Tp_{\min} \geq 33\text{ms}$ , причем, желательно чтобы  $Tp_{\max} = kTp_{\min}$ , где  $k$  – целое

неотрицательное число. Выберем  $T_p = T_w \approx 99ms$ . Параметр времени перекрытия интервалов анализа (3) выберем  $\tau = 0.5T_p$ .

Результаты исследований сигнала  $s_1(t)$  приведены на рис. 1 и 2. Результаты исследований сигнала  $s_2(t)$  приведены на рис. 3 и 4.

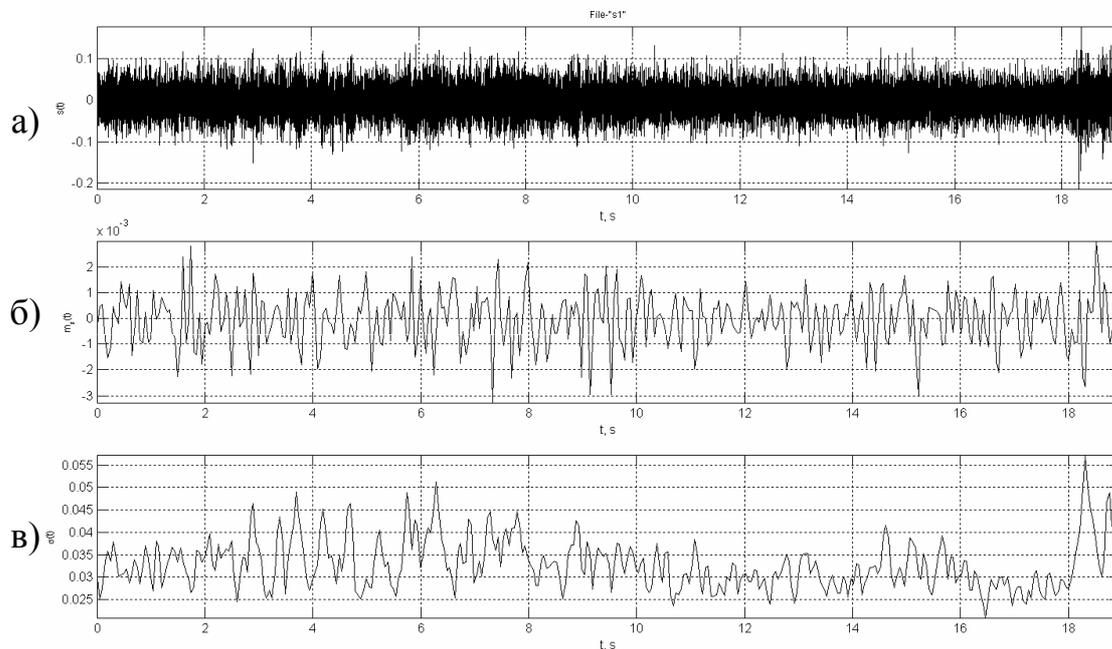


Рис. 1. Исследование параметров свойства стационарности реализаций сигнала  $s_1(t)$ : а) временная реализация; б) функция математического ожидания; в) функция среднеквадратического отклонения

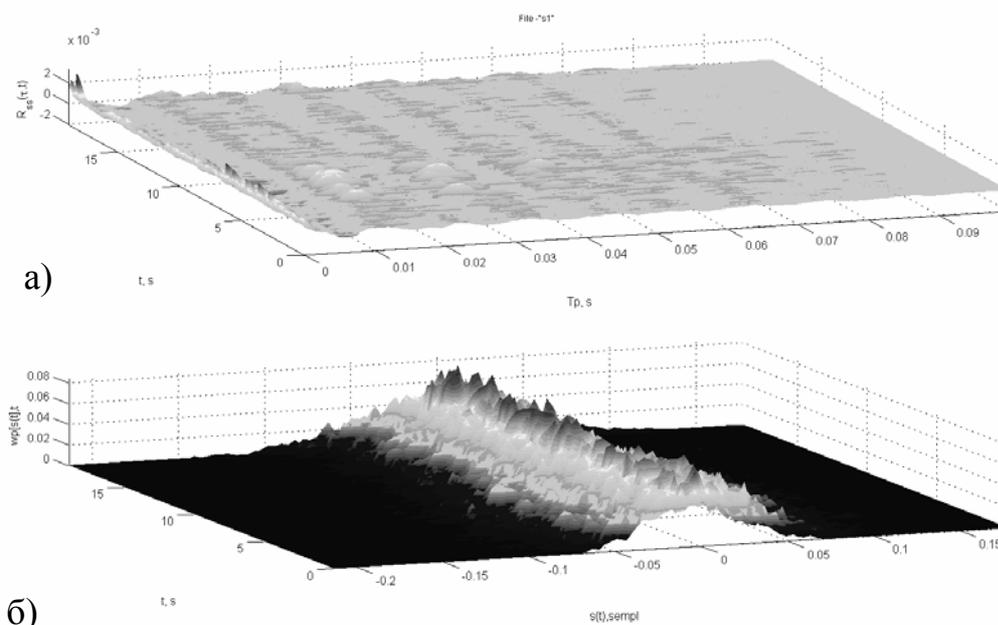


Рис. 2. Исследование параметров свойства стационарности реализаций сигнала  $s_1(t)$ : а) АКФ; б) ФРПВ

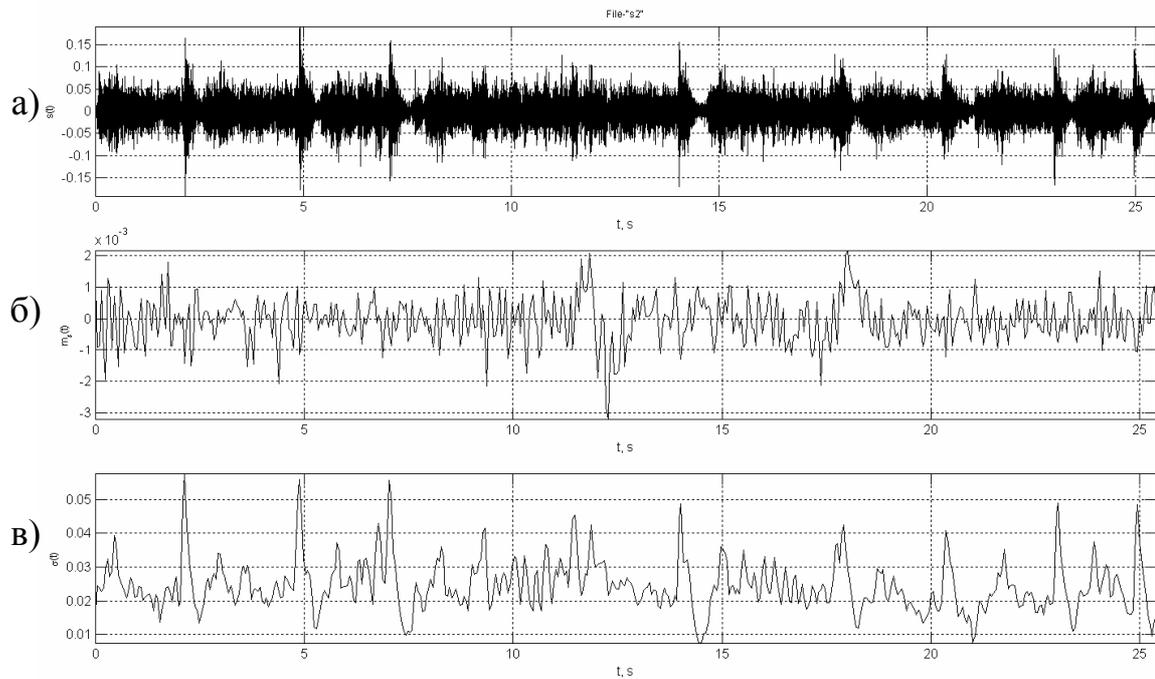


Рис. 3 Исследование параметров свойства стационарности реализаций сигнала  $s_2(t)$ : а) временная реализация; б) функция математического ожидания; в) функция среднеквадратического отклонения

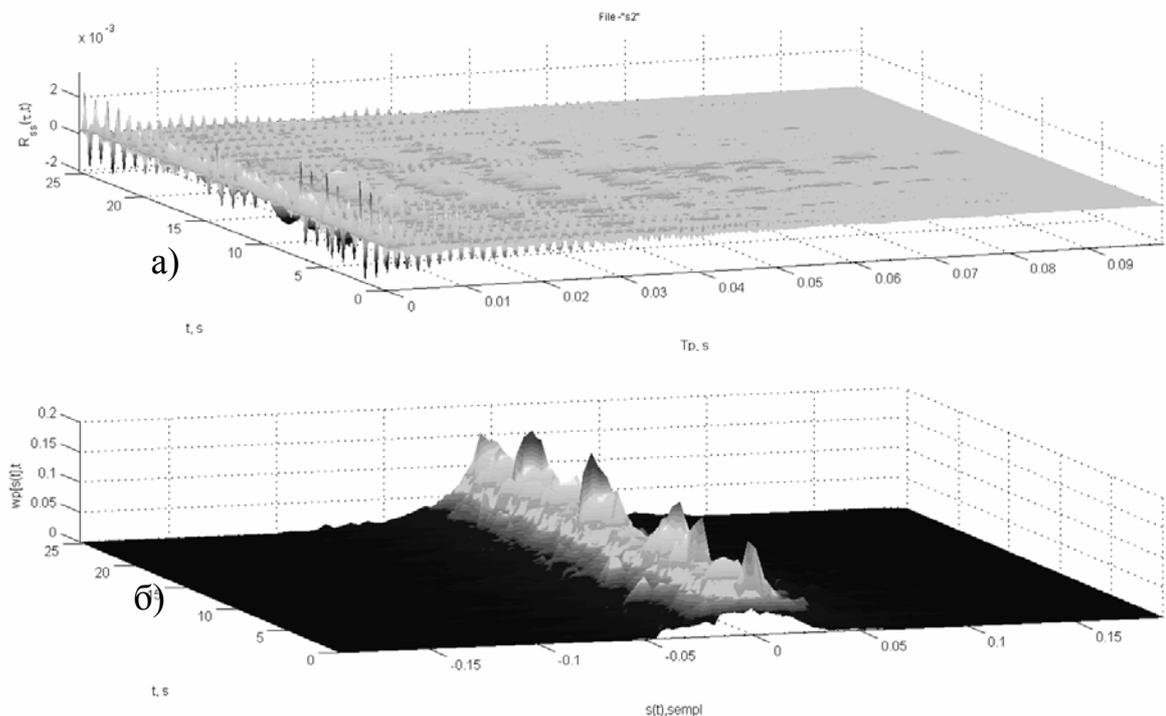


Рис. 4. Исследование параметров свойства стационарности реализаций сигнала  $s_2(t)$ : а) АКФ; б) ФРПВ

Проведём информационный анализ результатов исследований, принимая в качестве прикладной целевой функции – идентификацию момента выброса.

Анализ функций параметров математического ожидания (девиация до 2% от максимального значения сигнала) и среднеквадратического отклонения (девиация до 40%) обоих сигналов показывает, что квазистационарность этих параметров не влияет на целевую функцию. Визуальный анализ АКФ и ФРПВ показывает: оба сигнала нельзя считать строго стационарными даже в широком смысле; существенные различия в форме реализаций являются информационными с позиции целевой функции. Эти различия можно, в общем случае, характеризовать информационным расстоянием  $H_R = Q(R_{s_1}, R_{s_2})$  для АКФ и  $H_{wp} = Q(wp_{s_1}, wp_{s_2})$  для ФРПВ, где  $Q(\cdot)$  – оператор анализа расстояния между идентифицируемыми признаками информационного сигнала.

Адекватность применения математической модели спектральных преобразований может определяться после доказательства её инвариантности к локальной параметрической квазистационарности информационного сигнала.

**Выводы. Направления дальнейших исследований.** Проведенные теоретические исследования и экспериментальный анализ параметра стационарности информационного сигнала излучаемого при технологическом воздействии рабочих частей режущего инструмента на забой выработки позволяет сделать следующие выводы.

1. Анализ реальных виброакустических сигналов, полученных на разных временных интервалах по отношению к моменту выброса нельзя считать стационарными даже в широком смысле. Адекватность применения математической модели спектральных преобразований, в части анализа целевой функции, может определяться после доказательства инвариантности модели к локальной параметрической квазистационарности информационного сигнала.

2. Отличие в девиации параметров АКФ и ФРПВ для исследуемых информационных сигналов (рис. 2,4) служат основанием дальнейших исследований информационного расстояния  $H$  между ними.

#### Список литературы

1. Анцыферов М.С. Сейсмоакустические исследования в угольных шахтах. [Текст] / М.С. Анцыферов, А.Г. Константинова, Л.Б. Переверзев – М.: Изд-во АН СССР, 1960. – 104 с.
2. Шашенко О.М. Спосіб діагностики гірського масиву [Текст] / (Патент на винахід № 43239А Україна, МКИ Е 21 F5/00 / О.М. Шашенко, Є.В. Масленников, заявл. 24.04.2001, опубл. 15.11.2001, бюл.№10. – I-II с.).
3. Масленников Е.В. Оценка возможностей способов прогноза динамических явлений на угольных пластах, опасных по внезапным выбросам угля и газа [Текст] / Е.В. Масленников // Науковий вісник НГА України. – 1999. – № 5. – С. 60–61.
4. Френкс Л. Теория сигналов [Текст] / Л Френкс – М.: Радио и связь, 1974. – 344 с.
5. Брандт З. Статистические методы анализа наблюдений. [Текст] / З. Брандт – М.: Мир, 1975. – 312 с.
6. Журавлев В.Н. Анализ влияния частоты дискретизации на точность цифровой обработки речевых сигналов в системах биометрической идентификации. [Текст] / В.Н. Журавлев Правове, нормативне та метрологічне забезпечення системи захисту інформації в Україні. – 2005. – № 10. – С. 51-57.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 08.04.10*

## ТВЕРДОФАЗНЫЙ СИНТЕЗ МОНОКРИСТАЛЛОВ АЛМАЗА

Описаны методики и результаты экспериментальных исследований по выращиванию кристаллов алмаза в термодинамически метастабильной области ( $T=500-1150$  К,  $p=10^5-10^7$  Па). Впервые установлено, что синтезированные алмазы, как по отдельным физическим свойствам, так и по комплексу свойств являются аналогами алмазов коренных месторождений. На основании анализа экспериментальных результатов сделано заключение об идентичности условий синтеза и природного алмазообразования. Обсуждаются условия дискретного алмазообразования и свойство кристаллов алмаза сохранять в процессе роста генетический центр – поликристалл алмаза динамического происхождения.

Наведено опис методик та результатів експериментальних досліджень по вирощуванню кристалів алмазу у термодинамічно метастабільній області ( $T=500-1150$  К,  $p=10^5-10^7$  Па). Вперше встановлено, що синтезовані алмази, як по окремим фізичним властивостям, так і за комплексом властивостей є аналогами алмазів корінних родовищ. На підставі аналізу експериментальних результатів зроблено висновок про ідентичність умов синтезу і природного алмазоутворення. Обговорюються умови дискретного алмазоутворення і властивості кристалів алмазу зберігати у процесі росту генетичний центр – полікристал алмазу динамічного походження.

The methods and results of experimental investigation of diamonds' crystals growth in thermodynamic metastable field ( $T=500-1150$  K;  $p=10^5-10^7$  Pa) are given. For the first time it is shown, that both individual physical properties and complex of properties of synthesized diamonds are the analogues of diamonds' properties from primary deposits. Conclusions of synthesis conditions and natural diamond formation identity are made, based on analysis of experimental results. Conditions of discrete diamond formation and property of diamonds' crystals to keep genetic centre – diamond polycrystal of dynamic origin – during the growth process are discussed.

**Введение.** За последние несколько десятков лет в области создания синтетических алмазов разработаны сотни различных способов синтеза и только некоторые из них нашли широкое применение в промышленности. К ним относятся: синтез в камерах высокого давления (КВД), ударно-волновые способы обработки (УВО), детонационный синтез, эпитаксиальное наращивание алмазных пленок и др. В настоящее время в США, Японии, России, Украине и других странах активно развиваются исследования, направленные на решение проблемы синтеза крупных кристаллов алмаза технически эффективными и высокоэкономичными методами, которые в сравнении с КВД используют сравнительно низкие давления и умеренные температуры

Начиная с середины 50-х годов прошлого столетия, накоплен большой научный потенциал и практический опыт в производстве алмазов статическими (в камерах высокого давления) и динамическими методами (ударно-волновой и детонационный). Превращение графита в алмаз при ударно-волновом воздействии, как принято считать [1], обусловлено кооперативной перестройкой атомов графита в новые положения, отвечающие параметрам кристаллической решетки алмаза. Другими словами, превращения рассматриваются как мартенситные. Однако этот механизм не в состоянии объяснить природу образования множества микромонокристаллов в объеме графитного включения и не может ответить на вопрос: почему не образуются крупные монокристаллы.

По оценкам [2] при ударном сжатии железных сплавов до давлений  $\sim 90$ – $100$  ГПа температура нагрева металлической матрицы за фронтом ударной волны достигает  $1700$  К (остаточная после разгрузки  $\sim 1000$  К), графита с начальной плотностью  $2100$  кг/м<sup>3</sup> около  $2900$  К (остаточная  $2300$  К), при этом плотность графита в ударной волне увеличивается до  $5100$  кг/м<sup>3</sup>. Предполагается [3], что в таких условиях возникновению наноразмерных частиц алмаза предшествует разрыв связей С–С графитного включения с образованием новой термодинамической системы, состоящей из возбужденных атомов углерода. Образование зародышей алмаза будет обусловлено локальными изменениями параметров, происходящими внутри каждой такой термодинамической системы или другими словами – флуктуациями плотности и энергии. В крупных включениях графита, размеры которых во много раз превышают ширину фронта ударной волны, синтезированный алмаз сохраняется главным образом на границах графит–металл.

Анализируя результаты экспериментальных исследований авторы [3] пришли к выводу, что механизм перехода графита в алмаз обусловлен не кооперативной перестройкой атомов кристаллической решетки графита, а последовательным изменением физического состояния системы по схеме: «графитное включение  $\rightarrow$  возбужденный атомарный углерод  $\rightarrow$  спонтанная кристаллизация наноразмерных частиц алмаза». Поликристаллическое строение частиц алмаза, впервые установленное в работе [4], свидетельствует о том, что в системе возбужденных атомов углерода спонтанно появляется множество центров зарождения новых фаз (алмаза), которые за тысячные доли микросекунды становятся кинетически вполне устойчивыми частицами. Процесс перехода возбужденного атомарного углерода к спонтанной кристаллизации наноразмерных частиц алмаза определяется ограниченными малой областью изменениями параметров термодинамической системы.

При ударно-волновом воздействии проблема получения монокристаллов размером более  $5$ – $10$  мкм заключается в дефиците времени и соответственно в отсутствии атомарного углерода, который смог бы успеть образовать не только С–С связи алмаза, но и новые кристаллы графита. Таким образом, основными этапами ударно-волнового синтеза являются: образование атомарного углерода, достижение неравновесного состояния термодинамической системы и спонтанное образование новой фазы в локальных областях этой системы.

Физический сценарий зарождения алмаза в области термодинамической стабильности (при высоких статических давлениях и температурах) принципиально не отличается от аналогичного при ударно-волновой обработке, т.е. и в этом случае неприменимы представления о непрерывности процесса перехода в кристаллическую фазу. Из диаграммы О. Лейпунского [5], изображающей зоны устойчивости графита и алмаза, особенности равновесных взаимопереходов этих фаз следует, что рост алмаза может осуществляться, если исходным сырьем, содержащим углерод, является графит. Другими словами, для получения монокристаллов алмаза необходимыми и достаточными являются следующие условия: термодинамические параметры, соответствующие области стабильности алмаза, растворение графита и образование атомарного углерода, непре-

рывный процесс доставки атомов углерода к поверхности растущего кристалла. Если необходимость в первых двух параметрах очевидна, то понятие «непрерывный процесс» следует прокомментировать.

В процессах выращивания алмаза атомарный углерод получают путем растворения графита в жидком металле в области высоких температур и давлений – выше линии равновесия «графит–алмаз». Особенность процесса роста алмаза в области его термодинамической стабильности состоит в том, что в случае изменения степени пересыщения или переохлаждения системы продолжение наращивания алмазной частицы становится принципиально невозможным – в системе появляются новые зародыши в соответствии с изменившимися термодинамическими условиями.

Таким образом, физические условия этапов зародышеобразования при ударно-волновом синтезе алмаза и в области действия статических давлений и температур практически не отличаются, однако условия и параметры процессов последующего продолжения роста алмазных монокристаллов на имеющихся зародышах должны быть принципиально различными.

**Цель работы** состоит в исследовании принципиальной возможности выращивания монокристаллов алмаза в области его термодинамической метастабильности.

**Методика исследований, материалы и приборы.** Эксперименты проводились в соответствии с методикой, приведенной в работе [6]. Использовался сплав следующего состава (%): С – 3,85; Si – 3,7; (Mn, P, S, Al, Ni) – 2,4, остальное Fe. Графит в сплаве кристаллизовался в виде пластинок. Из отливок сплава изготавливались образцы в виде дисков толщиной 15 мм и диаметром 40 мм, затем образцы помещались в выемку стальной обоймы толщиной 35 мм и диаметром 80 мм. Высокие давления в сплаве возникали за счет соударения стальной пластины, разогнанной продуктами детонации заряда взрывчатого вещества (состав RDX), с поверхностью образца сплава. Расчетные значения давления при ударе пластины составляли 85 – 90 ГПа; время ударного сжатия –  $5 \cdot 10^{-6}$  с. Создание дополнительных источников атомарного углерода осуществлялось путем образования в решетке железа твердых растворов углерода двумя способами:

1 – после ударно-волновой обработки производилось насыщение решетки сплава углеродом путем пятикратного термоциклирования сплава в диапазоне температур, соответствующих  $\alpha \leftrightarrow \gamma$ -превращениям (нагрев со скоростью 150 К/мин, выдержка 30 мин при 1250 К; охлаждение с печью).

2 – перед ударно-волновой обработкой процесс растворения углерода в решетке железа осуществлялся за счет механической активации сплава (осуществлялась ковка со скоростью деформации до  $30 \text{ с}^{-1}$  при температуре  $\sim 1000 \text{ К}$ ; степень деформации – 50%) с последующей закалкой. Процесс наращивания поликристаллических частиц алмаза, синтезированных ударными волнами, осуществлялся в результате распада твердого раствора углерода. Активация процесса выделения атомарного углерода обеспечивалась остаточной высокой температурой сплава (850 – 1000 К), нагретого ударной волной.

Прибор "Explomet-fo-2000" использовали для определения скорости детонации взрывчатых веществ; поляризационный микроскоп "Axioskop 40 Pol" – для микроструктурных исследований сплавов до и после физических обработок; рентгеновский дифрактометр "ДРОН 4" (исследовали плотность дислокаций и параметры кристаллической решетки синтезированных алмазов); анализаторы "Camebax" и "LECO" – для определения содержания элементов. Изотопный состав углерода в сплаве до и после обработки, в кристаллах алмаза исследовали на масс-спектрометре "MI-1201 B". Спектры ЭПР регистрировали с помощью спектрометра ВИГТ.421410.002. Контроль дисперсности синтезированных алмазов проводили на лазерном дифракционном анализаторе "SALD 30IV".

**Экспериментальные исследования.** Проведены три серии опытов: 1 – простая ударно-волновая обработка (УВО), 2 – термическое циклирование сплава после УВО и 3 – перед УВО производилась механическая активация сплава. По каждой серии опытов приводятся усредненные характеристики синтезированных алмазов.

1. Динамическое сжатие образцов железного сплава, содержащего пластинчатые включения графита, осуществлялось путем удара стальной пластины, разогнанной продуктами детонации взрывчатого вещества. Использовалась схема плоского нагружения, описанная в работе [6]. Расчетное значение давления в графите составляло ~ 63 ГПа, в матрице ~ 92 ГПа. Синтезированы поликристаллические микрочастицы алмаза со средним размером  $(1-5) \cdot 10^{-6}$  м. Алмазы динамического синтеза характеризуются высокой дисперсностью зерен, большим количеством режущих кромок. Поверхность частиц неровная, сильно развита, форма частиц в основном игольчатая и пластинчатая. Для алмазов характерно наличие малых блоков мозаики ( $\sim 14 \cdot 10^{-9}$  м) и высокой плотности дислокаций –  $1,3 \cdot 10^{16} \text{ м}^{-2}$ , что практически совпадает с результатами, приведенными в [7]. В целом поликристаллы представляют сцепленные между собой наноразмерные монокристаллы.

2. Ударно-волновая обработка сплавов осуществлялась по методике, использованной в первой серии опытов. Давления ударного сжатия во всех опытах составляли ~ 90 ГПа. После УВО сплав подвергался термической обработке в диапазоне температур, ограниченном сверху температурой 1250 К, а снизу – 400–450 К. Термодинамические условия твердофазного наращивания монокристалльной оболочки на поликристаллических частицах алмаза ударно-волнового происхождения соответствовали  $p, T$ -параметрам области III, рис. 1 [8] – расчетные значения давлений в процессах нагрева и охлаждения по порядку величин практически не отличались от атмосферного. Рецепт сплава подбирались такой, чтобы в объеме стабилизировались либо феррит, либо однородный твердый раствор углерода в аустените.

После химической очистки ударно-обжатых образцов были выделены монокристаллы алмаза различного габитуса и окраски. Особенно много выделено бесцветных монокристаллов, не имеющих четкой огранки. Обращают на себя внимание монокристаллы округлой формы со стекляннным блеском. Размер кристаллов в поперечнике составляет 1,5 мм. Как было установлено, эти кри-

сталлы являются  $\alpha$ -кварцем. Кроме алмаза и кварца в смеси встречаются отдельные прозрачные кристаллы светло-коричневого и светло-зеленого цвета, представленные комбинацией трех призм, трех пинакоидов и бипирамиды. Эти кристаллы были идентифицированы как минерал группы оливина – фаялит.

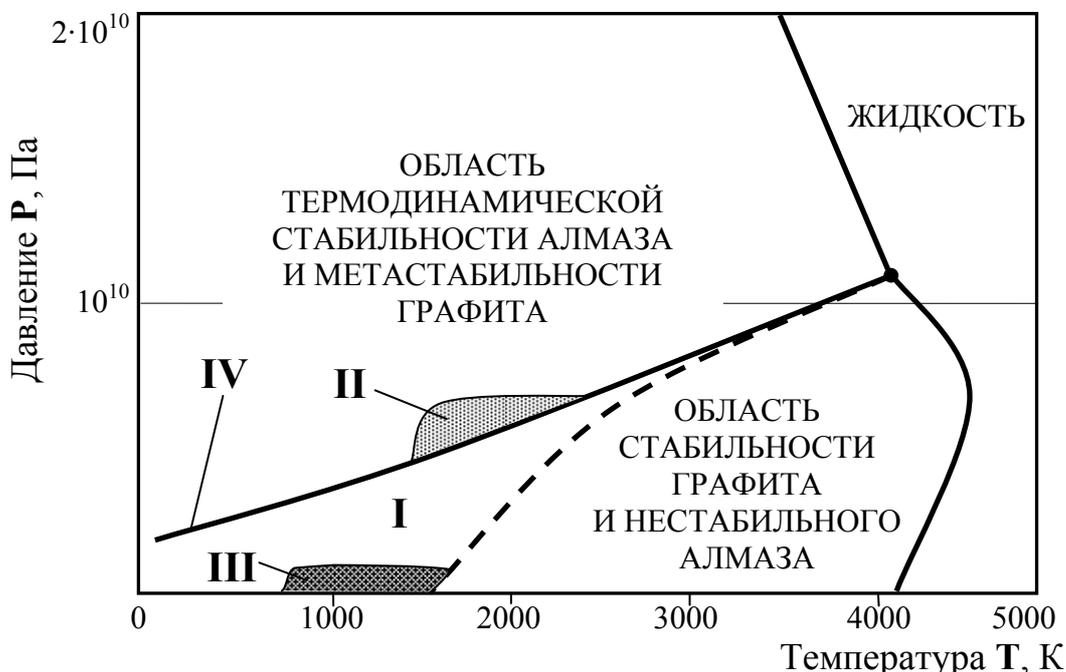


Рис. 1. Фазовая диаграмма углерода: I – зона кинетической устойчивости алмаза; II – область параметров синтеза алмаза в области его термодинамической стабильности; III – область параметров твердофазной эпитаксии алмаза; IV – линия фазового равновесия «графит–алмаз»

В выделенном алмазном порошке встречается много кристаллов бесцветных (~45%), с характерным алмазным блеском, не имеющих четкой огранки; желтовато-зеленоватого цвета (~30%), светло-зеленых (~15%) и темно-зеленых, вплоть до черных (~5%). Темно-зеленые кристаллы в основном представлены двойниками и сростками, размер которых достигал  $6,0 \cdot 10^{-4}$  м. Иногда встречались агрегаты, превышающие 1 мм, но они, как правило, разрушались при несильном нажатии. Среди кристаллов светло-зеленого цвета встречается много монокристаллов с совершенной огранкой, представленных октаэдрами, очень редко – кубоктаэдрами, размер которых не превышает  $1,5 \cdot 10^{-4}$  м. Светло-зеленые октаэдры неправильной формы достигают размеров, превышающих  $(3,0-3,5) \cdot 10^{-4}$  м. Внутри некоторых кристаллов наблюдаются темные включения в виде радиальных лучистых пучков. Большая масса кристаллов имеет скелетную структуру граней, что является результатом высокой скорости роста, характерной для кинетического режима. Голубые кристаллы алмаза, исследованные профессором В. Вавиловым (Физический институт РАН, Москва), относятся к чистым кристаллам, не содержащим азот (поглощение УФ-лучей начинается только с  $\lambda = 2250 \cdot 10^{-10}$  м) полупроводникам *n*-типа.

Межплоскостные расстояния и интенсивности линий синтезированных алмазов аналогичны значениям, приведенным в справочниках по алмазам. Средний показатель преломления для длины волны  $\lambda = 589,3$  нм, соответствующей натровому свету, составляет  $n = 2,4171$  и мало отличается от данных, приведенных для природных кристаллов алмаза [9]. Практически во всех экспериментах чаще всего встречаются октаэдры при ярко выраженном скелетном характере развития граней  $\{111\}$  и октаэдры с гладкими гранями. Наиболее редкими являются уплощенные двойники с острыми углами. Встречаются кристаллы комбинированных форм, например, кубооктаэдры, ромбододекаэдры (рис. 2, *и*) и др. Примечательно, что в условиях синтеза ромбододекаэдры встречаются весьма редко, а для природных алмазов эта форма кристаллов весьма распространенная.

Особенностью условий роста алмаза является дискретный режим, обусловленный количеством термических циклов. В данном случае следует акцентировать внимание на том факте, что впервые экспериментально рост алмаза проводился при атмосферном давлении и в дискретном режиме [10]. Представления об алмазе как высокобарной фазе могут распространяться только на процесс зарождения, однако и это утверждение не является догмой, поскольку критические концентрации атомарного углерода, при которых происходит спонтанная кристаллизация, могут быть достигнуты и другими способами, не требующими высоких давлений и температур. Результаты экспериментов являются доказательством того, что на диаграмме, рис. 1, в области III процессы роста алмаза в твердой среде являются вполне реальными как, впрочем, и в электролитических растворах, содержащих углерод в составе неустойчивых молекул и комплексов.

3. Анализируя результаты ударно-волнового синтеза (первая серия опытов), установлено, что во всех образцах сплава превращения в алмаз испытывали частицы графита, ориентированные с небольшим углом наклона или параллельно фронту ударной волны. С целью увеличения выхода алмазов за счет изменения ориентировки графитных включений и получения пересыщенных твердых растворов углерода в кристаллической решетке железа, перед взрывом образцы сплава, установленные в стальную обойму, подвергались пластическому деформированию до 50% усадки. Для достижения запланированного конечного результата важным параметром обработки является температура, от которой зависит физическое состояние микроструктуры. После пластического деформирования микроструктура сплава характеризовалась избыточной запасенной энергией. Плотность дислокаций в кристаллической решетке железа по сравнению с исходной структурой увеличилась на четыре порядка и составила  $(4\div 7) \cdot 10^{14} \text{ м}^{-2}$ . Таким образом, последующее ударное воздействие производилось на сплав, характеризующийся в целом как глубоко метастабильная система. В ударной волне графитные включения частично переходили в алмаз, а остаточная температура стимулировала распад твердого раствора.

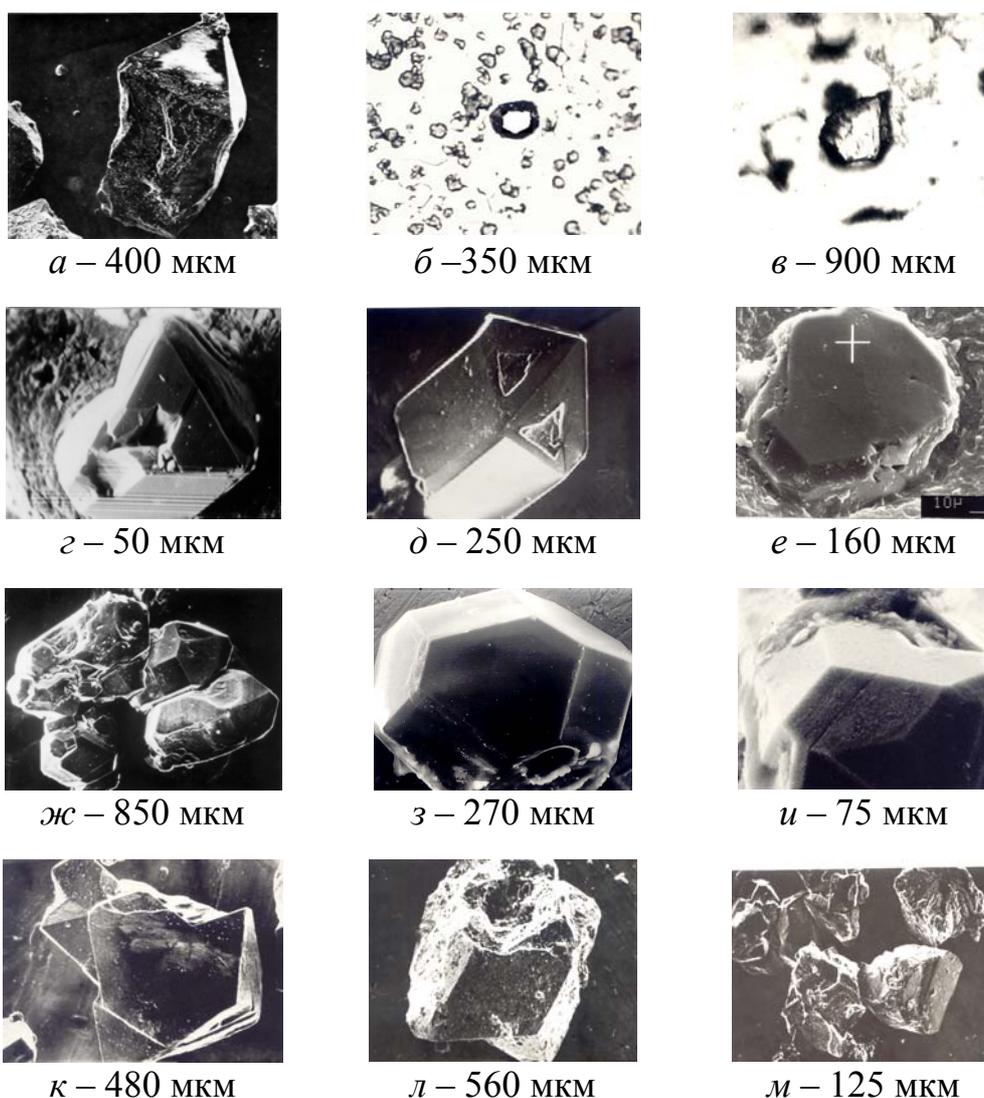


Рис. 2. Кристаллы алмаза, выращенного в углеродсодержащем сплаве при атмосферном давлении в диапазоне температур 300-1200 К: *б*, *в* – кристаллы в сплаве; *и* – сростки; *м* – отдельные кристаллы

После опытов исследуемые образцы измельчались и обрабатывались в кислотах. При анализе твердого остатка выделенные кристаллы алмаза, по внешнему виду мало отличались от показанных на рис. 2. Максимальный размер зерен  $(1,5 \div 2) \cdot 10^{-4}$  м. Кроме алмаза синтезированы такие минералы, как  $\alpha$ -кварц, альмандин, муассанит, биотит, эвлит и др. Размеры этих кристаллов имеют широкий диапазон зернистостей: от  $5 \cdot 10^{-5}$  м до  $1,6 \cdot 10^{-3}$  м, причем наиболее крупные из них – зерна  $\alpha$ -кварца. Более 97% от массы выделенных кристаллов составляли алмаз и кварц. Остальные минералы встречались как единичные зерна.

Основной размер алмазных зерен составляет  $7,5 \cdot 10^{-5}$  м. Кристаллы преимущественно светлые с желтовато-зеленоватым оттенком. Ромбододекаэдры встречаются редко, имеют темный цвет, непрозрачные, размер до  $7 \cdot 10^{-5}$  м. Сростки бесцветные, их размер достигает  $8 \cdot 10^{-4}$  м. При механическом воздействии сростки разрушались на отдельные зерна размером до  $5 \cdot 10^{-5}$  м. Основную массу алмаза составляют поликристаллы – до 90%. В связи с образованием биотита,

вероятно, что в межфазных и межзерновых границах сплава присутствовали группы ОН и молекулы  $H_2O$ .

Монокристаллы алмаза, выращенные в твердой среде двумя различными способами, по своим характеристикам практически не отличаются. Приведенные ниже основные физические параметры характеризуют алмазы как отдельную группу среди синтетических аналогов, близкую к природным алмазам.

Одним из методов исследования физических свойств алмаза, характеризующих совершенство структуры кристаллов и наличие в них примесей, является определение термоокислительной стойкости (ТОСт) [11]. Основная масса исследуемого образца – алмазные частицы размером  $(8\div 10)\cdot 10^{-5}$  м. Удельная поверхность алмазных частиц размером  $(8-10)\cdot 10^{-5}$  м составляет  $\sim 1$  м<sup>2</sup>/г, значение термоокислительной стойкости – 1200 К, размер областей когерентного рассеяния  $>200$  нм. Значения ТОСт показали, что исследуемые алмазы близки к природным импактным алмазам Кокчетавского массива (Казахстан) и принципиально отличаются от результатов, полученных в работе [12] для алмаза, синтезированного в чугуна путем ударного сжатия и монокристаллов, полученных в камерах высокого давления. Исследования выполнены к. ф.-м. н. В. Табием в Институте проблем химической физики РАН (г. Черноголовка Московской обл.)

Результаты исследований электропарамагнитного резонанса (ЭПР) монокристаллов алмаза приведены в табл. 1. У всех кристаллов при комнатной температуре наблюдаются спектры ЭПР от дисперсного донорного азота в виде триплета и широкая линия, наложенная на систему узких линий, обусловленная обменными ассоциатами атомов азота. Ширина индивидуальных линий спектра ЭПР от дисперсного азота колеблется от  $1,5\cdot 10^{-4}$  до  $3\cdot 10^{-4}$  Тл и зависит от совершенства кристаллов алмаза. Уширение линий донорного азота до значений  $3\cdot 10^{-4}$  Тл может быть связано с присутствием ферромагнитных включений. С уверенностью можно сказать, что образцы 2 и 3, имеющие на 30% более высокую концентрацию азота, самостоятельны и синтезированы в термодинамических условиях, резко отличающихся от условий синтеза в камерах высокого давления. Исследования проводились Ю. Ключевым в Институте ВНИИАЛМАЗ (г. Москва).

Цвет люминесценции кристаллов алмаза в УФ-лучах определялся с использованием микроскопа МЛ-2А. В УФ части спектра около 30% кристаллов люминесцируют при комнатной температуре, в том числе голубым цветом – 17%, желто-зеленым – около 12% и оранжевым  $\sim 1\%$ . Известно, что синтетические алмазы, полученные в промышленных условиях синтеза, при возбуждении УФ-светом не люминесцируют (исследования проводились Ю. Ключевым).

В Институте геохимии РАН (Москва) под руководством академика РАН Э. Галимова проводились анализы соотношения изотопов  $^{13}C/^{12}C$  в следующих фазах: в графите исходного сплава, графите после воздействия на сплав ударной волны, в углероде твердых растворов, поликристаллических алмазах, синтезированных в ударной волне, и в выращенных монокристаллах алмаза.

Таблица 1

## Результаты исследования ЭПР кристаллов алмаза

Тип исследуемых кристаллов алмаза, способ их получения	Суммарная концентрация парамагнитного азота (в относительных единицах к серийным алмазам), $C_N$	Полуширина центральной компоненты парамагнитного азота (в относительных единицах к серийным алмазам), $\Delta H$
Серийные кристаллы алмаза, синтезированные в камерах высокого давления $(2,5 \div 3,0) \cdot 10^{-4}$ м.	1	1
Алмазы, выращенные в углеродсодержащем твердом сплаве, $3 \cdot 10^{-4}$ м: образец 1 образец 2	1,27 1,31	1,06 0,97

Таблица 2

## Изотопный состав углерода в фазах сплава и зонах алмаза

Объект анализа	$\Delta^{13}C$ , ‰
Включение графита в чугуне:	
– до воздействия ударной волны	–23,0
– после воздействия ударной волны	–23,4
Поликристаллы алмаза, синтезированные в ударной волне	–24,3
Выращенные монокристаллы алмаза:	
– центральный зародыш (поликристаллический)	–24,4
– монокристалльная оболочка	–31,0

Аномальное обогащение монокристаллов алмаза каким-либо изотопом углерода (в данном случае легким) обусловлено не простым переносом атомов от графита к алмазу, а сложными физико-химическими процессами, связанными с растворением графита, переносом углерода по междоузлиям в металлической решетке и транспорта атомов углерода в составе, например таких молекул, как CO, CO<sub>2</sub> и другие по межфазным границам к поверхности кристалла алмаза, диссоциацией этих молекул в поле поверхностных электрических зарядов, выделением атомарного углерода и образованием новых химических соединений (C-C-связей, окислов металлов и др.). Таким образом, путь, который проходят атомы углерода от одной твердой фазы (графита) к другой (алмазу), сопровождается рядом химических реакций и образованием промежуточных фаз. Вполне вероятно, что изотопное фракционирование связано с проявлениями квантовых эффектов [13] под действием температуры, давления и напряженности электрического поля.

Важной структурной особенностью выращенных кристаллов алмаза является наличие двух зон: монокристалльной оболочки с плотностью дислокаций  $(1,8-6,3) \cdot 10^{12} \text{ м}^{-2}$  и поликристаллического центра, имеющего плотность дислокаций

$10^{15}$ – $10^{16}$  м<sup>-2</sup>. Поликристаллический центр представляет собой алмаз, синтезированный в железо-углеродном сплаве при ударно-волновом воздействии. Лауэ-граммы показывают, что на фоне отдельных четких дифракционных максимумов наблюдается сплошное диффузное кольцо. Астеризм является следствием наличия поликристаллического зародыша, усиливающего внутренние деформации монокристалла. В этой связи можно предположить, что изучаемые кристаллы имеют генетический центр с рудиментарными признаками зародыша динамического происхождения. Исследования выполнены чл.-корр. НАН Украины А.В. Курдюмовым (Институт проблем материаловедения НАН Украины, Киев).

**Обсуждение результатов.** В табл. 3 приведены наиболее характерные параметры и условия синтеза, а также некоторые свойства синтезированных алмазов. Условия зарождения по способам ударно-волнового синтеза (УВО) и синтеза в камерах высокого давления (КВД) не отличаются. Выращивание монокристаллов алмаза по способу УВО отличается дискретным характером перехода от этапа I к этапу II и процесса роста (на этапе II). Физические условия роста алмаза по способу КВД принципиально отличаются от УВО: переход от этапа I к этапу II и процесс роста являются непрерывными. Значительные отличия по этим способам имеют термодинамические параметры и характеристики синтезированных монокристаллов алмаза.

Анализ результатов, полученных при исследовании выращенных кристаллов алмаза, и сравнение этих результатов с аналогичными данными по исследованию промышленных алмазов, синтезированных в камерах высокого давления, а также некоторых природных явились основанием для следующих выводов.

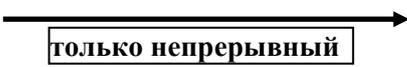
Алмаз, выращенный в твердой углеродсодержащей среде в диапазоне температур 550–1150 К и давлений  $(1 \div 10) \cdot 10^5$  Па, образует свою вполне самостоятельную группу и с достаточной степенью надежности может быть диагностирован при проведении комплекса таких исследований как ТОСт, ЭПР, ТСЛ, ИК-спектроскопия, изотопного состава, возбуждение УФ-частью спектра и др.

Условия синтеза кристаллов алмаза отражены в их структуре, характеризующейся наличием поликристаллического центра ударного происхождения и монокристалльной оболочки, как результата твердофазной эпитаксии. Подобные особенности наблюдаются у алмаза коренных месторождений Сибири и Южной Африки [14], которые можно интерпретировать как общее свойство, характерное для кристаллов алмаза, выросших в умеренных термодинамических условиях, т.е. в области термодинамической метастабильности (зона III, рис. 1).

Таким образом, одним из важнейших свойств алмаза, обнаруженных экспериментально, является наличие генетического центра с рудиментарными признаками зародыша динамического происхождения. Здесь уместно отметить, что в алмазе, синтезированном при высоких статических давлениях и температурах, генетический центр или центральный зародыш принципиально не может быть выделен, поскольку термодинамические условия зарождения и процесса роста непрерывны и соответствуют постоянным значениям давления и температуры. Изменение термодинамических параметров в пределах поля термодинамической стабильности алмаза в процессе синтеза, приводит к прекращению роста кристаллов; изменение степени пересыщения стимулирует появление новых центров кристаллизации.

Таблица 3

Характерные физические особенности синтеза алмаза в КВД и при УВО  
с последующим наращиванием кристаллов алмаза

№	Параметры и характеристики процесса синтеза алмаза; свойства алмазов	ЭТАП I условия зарождения		ЭТАП II условия роста		
		при ударно-волновой обработке (УВО)	в статических условиях (КВД)	после УВО	рост в КВД	
1	Давление, Па	Более $2 \cdot 10^{10}$	$(4-10) 10^9$	$1 \cdot 10^5 - 10^7$	$(4-10) 10^9$	
2	Температура, К	До 3500	До 2000	До 1000	До 2000	
3	Исходное сырье – графит	да	да	–	да	
3а	Исходное сырье – углеродсодержащие соединения	да	–	да	–	
4	Состояние углерода – атомарный	да	да	да	да	
5	Условия зарождения алмаза	спонтанное	спонтанное	–	–	
6	Особенности условия перехода: ЭТАП I → ЭТАП II					
						
7	Размеры монокристаллов, м	$10^{-9} - 10^{-8}$	$10^{-9} - 10^{-8}$	$10^{-5} - 10^{-4}$	$10^{-5} - 10^{-2}$	
8	Общая характеристика синтезированных частиц	поликристаллы	монокристаллы	монокристаллы, сростки	монокристаллы, сростки	
9	Наличие генетического центра в монокристаллах алмаза	нет	нет	да	нет	
10	Свечение в УФ лучах	нет	нет	да	нет	
11	Изотопное фракционирование углерода	нет	нет	да	нет	

Таким образом, дискретность алмазообразования, впервые обнаруженная экспериментально является процессом, характерным для термодинамически метастабильной области с любыми интервалами времени между этапами наращивания. В данном случае наиболее вероятная среда, в которой осуществляется рост крупных кристаллов алмаза в природе – твердая. Не исключена вероятность того, что алмаз в природе может расти и в гидротермальных системах. Главным условием в этом случае является наличие зародышей алмаза и углеродсодержащего вещества, способного растворяться в электролитических растворах.

В области термодинамической метастабильности выращивание монокристаллов алмаза размером  $\sim 1$  карат и более требует незначительных энергетических и материальных затрат, однако является все же проблемой, обусловленной свойствами углерода, который в атомарном виде на Земле не встречается. Для выращивания монокристаллов необходим углеродсодержащий материал, из которого при соответствующих физических воздействиях выделяется атомарный углерод, и организуется его перенос к поверхности алмаза. В целом процесс роста может быть дискретным и независимым от продолжительности перерывов между этапами наращивания, например, в случае изменения источника углерода.

На основании полученных результатов сформулированы следующие новые физические эффекты.

1. Явление твердофазной эпитаксии алмаза, заключающееся в том, что рост кристаллов алмаза протекает на алмазных частицах в области термодинамической метастабильности в твердой среде, имеющей в своем составе углеродсодержащие самостоятельные фазы или образующей твердые растворы углерода, при температуре, меньшей 1150 К, и давлении от атмосферного до нескольких сотен атмосфер. Другими словами, рост алмаза протекает в условиях термодинамической метастабильности при наличии в твердой среде углеродсодержащих подвижных компонентов или неустойчивых для данных  $p, T$ -параметров углеродсодержащих минеральных фаз [10].

2. Свойство кристаллов природного алмаза сохранять в процессе роста центральный зародыш характеризуется тем, что кристаллизация зародыша осуществляется с высокой скоростью в области высоких пересыщений, а рост протекает в области термодинамической метастабильности и характеризуется малыми степенями пересыщений. При этом разрыв во времени между законченным процессом зарождения и началом процесса роста может быть весьма продолжительным [15].

Здесь хотелось бы отметить, что известные гипотезы образования алмаза в природе и промышленные технологии производства синтетических алмазов построены именно на идеологии роли высоких давлений и температур, соответствующих полю термодинамической стабильности алмаза.

Экспериментально установленные ранее неизвестные явление и свойство коренным образом меняют представления о природном алмазообразовании, процессе дискретного роста и являются главным аргументом в пользу создания и развития принципиально новых технологий промышленного синтеза алмаза.

#### Список литературы

1. Lonsdale K. X-ray Studies of Sintetic Diamond / K.Lonsdale, H.J.Milledge, E.Have // Mineral. Mag. – 1959. – N 1. – P. 185–201.
2. Синтетические сверхтвердые материалы: В 3-х т. Т.1. Синтез сверхтвердых материалов / Редкол.: Новиков Н.В. (отв. ред.) и др. – Киев: Наукова думка, 1986. – 280 с.
3. Соболев В.В. Возможный механизм кристаллизации алмаза при ударном сжатии углеродсодержащих сплавов / В.В.Соболев, В.Я.Слободской, П.А.Егоров // Химическая физика процессов горения и взрыва. Детонация. – Черноголовка: ОИХФ РАН, 1989. – С. 69–72.
4. Trueb L.F. On Electron-Microscope Studu of Shock-Synthesized Diamond // J. of Appl. Phys. – 1968. – Vol 39, N10. – P. 4706–4716.
5. Лейпунский О.И. Об искусственных алмазах // Успехи химии. – 1939. – Т.8, № 10. – С. 1519–1534.

6. Sobolev V.V. Shock Wave use for Diamond Synthesis / V.V.Sobolev, Y.N.Taran, S.I.Gubenko // J. de Physique (France). – 1997. – V.7. – P. 73–75.
7. Alder B.J., Christian R.H. Behavior of Strongly Shocked Carbon // Phys. Rev. Lett. – 1961. – Vol 7, N10. – P. 367–369.
8. Слободской В.Я. К вопросу о метастабильной кристаллизации алмаза / В.Я.Слободской, В.В.Соболев // Химическая физика. – 1989. – № 8. – С. 137–141.
9. Природные и синтетические алмазы / Г.Б. Бокий, Г.Н. Безруков, Ю.А. Ключев и др. – М.: Наука, 1988. – 221 с.
10. Соболев В.В. Кристаллизация сверхтвердых фаз из углерода твердого раствора / В.В.Соболев В.Я.Слободской // Кристаллография. – 1985. – Т.30, № 6. – С. 1213–1214.
11. Экспериментальное и теоретическое исследование окисления микропорошков алмаза методом микро-ДТА / О.Н. Бреусов, В.М. Волков, В.Н. Дробышев, В.Ф. Таций // Взаимодействие алмазов с жидкими и газовыми средами. – Киев: ИСМ АН УССР. – 1983. – С. 19–51.
12. Бреусов О.Н. Оценка стойкости алмазных микропорошков к окислению по температуре максимума на ДТА-кривых / О.Н.Бреусов, В.Ф.Таций, И.Г.Шунина // Синтетич. алмазы. – 1989. – №1. – С. 25–28.
13. Баскевич А.С. Вариации изотопного состава алмазов – квантовый эффект? / А.С.Баскевич, В.В.Соболев// Высокоэнергетическая обработка материалов: Сб. научн. тр. – Днепропетровск: Арт-Пресс, 1997. – С. 133–137.
14. Гаранин В.К. К проблеме дискретности природного алмазообразования // Минералогический журнал. – 1990. – 12, № 5. – С. 28–36.
15. Соболев В.В. Синтез алмаза в метастабильной области и некоторые вопросы его природного образования / В.В.Соболев, В.Я.Слободской, П.Я. Баранов и др. // Записки Всероссийского минералогического общества. – 1992. – № 3. – С. 118–123.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширінім Л.Н.  
Надійшла до редакції 26.03.10*

УДК 622.281.74

© А.О.Новиков

## **ВАРИАЦИОННЫЙ МЕТОД ОЦЕНКИ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД, АРМИРОВАННОГО АНКЕРАМИ, ВОКРУГ ВЫРАБОТКИ**

Приведен метод расчета напряженно-деформированного состояния армированного анкерами породного массива вокруг горной выработки с учетом ползучести, позволяющий определить параметры анкерной и усиливающей крепи.

Наведений метод розрахунку напружено-деформованого стану породного масиву, армованого анкерами, навколо гірничої виробки з урахуванням повзучості, який дозволяє визначити параметри анкерного та посилюючого кріплення.

The method of calculation of the is intense-deformed condition of the rocky massif, reinforced by roof bolting round of mining taking into account creep is resulted, which allows calculation of parametres roof bolting and strengthening lining.

**Введение.** Изменение характера и интенсивности деформационных процессов в окружающих выработку породах, на больших глубинах, стало причиной того, что многие известные способы поддержания, технологические и технические решения исчерпали свои возможности в части обеспечения устойчивости выработок. Одним из перспективных направлений обеспечения устойчивости выработок на больших глубинах является применение анкерных

породо-армирующих систем (АПАС), что позволяет снизить затраты на поддержание за счет максимального использования несущей способности породного массива. Несмотря на это, объем крепления выработок анкерной крепью на шахтах Украины в настоящее время составляет менее 0,5%. Для широкого и эффективного использования анкерных крепей необходимо знать механизм взаимодействия с вмещающим массивом как отдельно взятого анкера, так и системы анкеров в целом. Сложность данной проблемы заключается в наличии их взаимного влияния: с одной стороны анкера влияют на протекание геомеханических процессов в окрестности выработки, а с другой – эти процессы определяют характер их работы. Следует отметить также, что в известных классификациях анкерной крепи отражены в основном вопросы ее конструктивного исполнения, способы и средства закрепления анкера, определения усилия его выдергивания и т.д. Роль же анкеров в процессе поддержания выработки вообще не рассматривается или ей уделяется недостаточное внимание. По мнению автора, основным фактором, сдерживающим широкое использование анкерных крепей на шахтах, является отсутствие в горной практике ведущих угледобывающих стран мира научно обоснованных норм проектирования, учитывающих механизм их взаимодействия с вмещающим массивом.

**Существующее положение.** В настоящее время расчет параметров анкерной крепи производится в соответствии с требованиями нормативных документов, в основу которых положены представления об анкерной крепи как о несущей конструкции, работающей по схемам «Подшивка» и «Сшивка». Прочность скрепленных анкерами пород при этом, ориентировочно оценивают вводя в расчет коэффициент упрочнения, зависящий от несущей способности анкеров и плотности их установки. Такое представление о взаимодействии анкерной крепи с массивом существенно ограничивает возможности ее использования, не позволяет реально и всесторонне оценить свойства создаваемой армо-породной конструкции на разных стадиях ее деформирования, научно обосновать область рационального использования анкерной крепи как самостоятельного вида крепи, а так же в составе комбинированного крепления, рассчитывая дифференцировано его параметры.

**Целью настоящей статьи** является изложение метода расчета параметров анкерной и усиливающей крепи, основанного на учете ползучести при определении напряженно-деформированного состояния заанкерowanego породного массива.

**Изложение основного материала.** С целью установления механизма деформирования породного массива, армированного АПАС, были проведены шахтные исследования. Было установлено, что деформирование пород в глубине массива носит следующий характер. Заанкерованная область пород практически не разрушается, при этом, наибольшие смещения породного обнажения в кровле выработки наблюдаются посередине пролета (происходит плавный прогиб пород кровли, скрепленных анкерами), а вблизи стенок – образуются пластические шарниры, что характерно для условий жесткого защемления пород кровли. Нагружение армо-породной конструкции

происходит за счет разрушения (дилатансии) пород за ее пределами, в глубине массива. Установленный механизм деформирования и разрушения пород кровли, скрепленных анкерами, позволил сформулировать теоретическую задачу о расчете параметров анкерной крепи, с учетом ее роли в механизме поддержания выработки и обосновать расчетную схему к ней [1].

Армо-породный массив рассматривается в виде прямоугольной в плане толстой слоистой плиты под действием равномерно распределенной нагрузки от деформирования вышележащей части пород, два противоположных края которой жестко закреплены, два других – свободные, а также две основных схемы установки анкеров: одиночное и двойное расположение под углом  $\alpha_0$ .

Кроме угла  $\alpha_0$  переменными величинами являются: нагрузка ( $q$ ), количество слоев ( $i$ ), модули упругости ( $E^i$ ), сдвига ( $G^i$ ), коэффициенты Пуассона ( $\nu^i$ ) пород ( $p$ ) и анкеров ( $a$ ), диаметры ( $d_a$ ) анкеров и расстояние между ними в двух направлениях ( $t_0$  и  $t_1$ ), толщина слоев ( $h_i$ ), длина ( $L$ ), ширина ( $B$ ) и высота ( $H$ ) массива. Получены выражения для определения приведенных модулей упругости ( $E_{хnp}$ ,  $E_{уnp}$ ), сдвига ( $G_{хznp}$ ,  $G_{yзnp}$ ) и коэффициентов Пуассона ( $\nu_{хnp}$ ,  $\nu_{уnp}$ ), напряжений и вертикальных перемещений.

В тоже время в работе [2] приведен метод расчета напряжений и перемещений армо-породного массива горной выработки с учетом явления ползучести.

Обобщим эти два метода и приведем алгоритм решения задачи о напряженно-деформированном состоянии массива горных пород, армированного анкерами, учитывающий два его основных этапа.

Решение вариационного уравнения (1) ищется в виде полного прогиба  $w$  как суммы прогибов от изгиба  $w_0$  и сдвига  $w_1$

$$\begin{aligned} w(x, y) &= w_0(x, y) + w_1(x, y) \\ w_0(x, y) &= a_0 f(x) g(y), \quad w_1(x, y) = c_0 l(x) u(y) \end{aligned} \quad (1)$$

где  $f$ ,  $g$ ,  $l$ ,  $u$  – заданные координатные функции;  $a_0$ ,  $c_0$  – параметры, определяемые при решении системы алгебраических уравнений

$$\begin{aligned} a_0 \iint \sum_{r=1}^s F_r G_r ds + c_0 \iint \sum_{r=1}^s F_r S_r ds &= r_0 \iint f_i g_i ds, \\ a_0 \iint \sum_{r=1}^s K_r G_r ds + c_0 \iint \sum_{r=1}^s K_r S_r ds &= 0, \end{aligned} \quad (2)$$

Здесь введены следующие обозначения

$$\begin{aligned} F_1 &= f_i'' f_j'', \quad F_2 = f_i'' f_j', \quad F_3 = f_i f_j'', \quad F_4 = f_i f_j', \quad F_5 = f_i' f_j', \\ G_1 &= g_i g_j, \quad G_2 = d_{12} k g_i g_j', \quad G_3 = d_{22} k^2 g_i'' g_j, \quad G_4 = d_{12} k^4 g_i'' g_j'', \\ G_5 &= 4k^2 d_{12}^* g_i' g_j', \quad K_6 = \ell_i' \ell_j', \quad K_7 = \ell_i \ell_j, \quad S_6 = g_{11} u_i u_j, \quad S_7 = g_{22} k^2 u_i' u_j', \end{aligned} \quad (3)$$

где штрихами обозначены производные.

Выражения для функций  $K_r$  и  $S_r$  при  $r=5$  получены из  $F_r$  и  $G_r$  заменой в них  $f_i$  на  $\ell_j$  и  $g_j$  на  $u_j$ .

Безразмерные величины и константы определяются по формулам

$$\begin{aligned} x &= L\bar{x}, \quad y = B\bar{y}, \quad w_0 = L\bar{w}_0, \quad w_1 = L\bar{w}_1, \quad k = \frac{L}{B}, \\ d_{12} &= \frac{D_{12}}{D_{11}}, \quad d_{22} = \frac{D_{22}}{D_{11}}, \quad d_{12}^* = D_{12}^*, \quad r_0 = \frac{2qL^3}{D_{11}}, \\ g_{11} &= \frac{G_{xzn}^i HL^2}{D_u}, \quad g_{22} = \frac{G_{yzn}^i HL^2}{D_u}. \end{aligned} \quad (4)$$

где  $G_{xznp}$ ,  $G_{yznp}$  – приведенные модули сдвига пород массива в нормальном направлении, Па;  $D_{ij}$  – жесткости на изгиб и сдвиг в плоскости массива, Па·м<sup>3</sup>.

$$\begin{aligned} D_{ij} &= \frac{1}{3} \sum_{i=1}^n B_{ij} (\delta_i^3 - \delta_{i-1}^3), \\ B_{11} &= \frac{E_{xnp}}{\Delta}, \quad B_{12} = \frac{\nu_{ynp} \cdot E_{xnp}}{\Delta}, \\ B_{22} &= \frac{E_{ynp}}{\Delta}, \quad \Delta = 1 - \nu_{xnp} \nu_{ynp}, \quad B_{12}^* = \left( \sum_{i=1}^n \frac{i}{n} \right) / n. \end{aligned} \quad (5)$$

где  $\delta_{i-1}$  – расстояние по нормали от внутренней до наружной поверхности  $i$ -го слоя пород массива;  $n$  – количество слоев.

Нормальные  $\sigma_x$ ,  $\sigma_y$ , касательные в плоскости  $\sigma_{xy}$ , поперечные касательные  $\tau_{xz}$ ,  $\tau_{yz}$ , (Па) напряжения для  $i$ -го слоя пород массива имеют вид

$$\begin{aligned} \sigma_x &= -\frac{z}{L} \left[ a_0 (B_{11} f_j'' g_j + k^2 B_{12} f_j g_j'') + c_0 (B_{11} l_j'' u_j + k^2 B_{12} l_j u_j'') \right], \\ \sigma_y &= -\frac{z}{L} \left[ a_0 (B_{12} f_j'' g_j + k^2 B_{22} f_j g_j'') + c_0 (B_{12} l_j'' u_j + k^2 B_{22} l_j u_j'') \right], \\ \sigma_{xy} &= -\frac{2kz}{L} B_{12}^* (a_0 f_j' g_j' + c_0 l_j' u_j'), \\ \tau_{xz} &= G_{xzn} c_0 l_j' u_j, \quad \tau_{yz} = k G_{yzn} c_0 l_j' u_j'. \end{aligned} \quad (6)$$

где  $z$  – координата, нормальная к плоскости пластины, м.

В качестве координатных функций используем степенные полиномы, удовлетворяющие всем граничным условиям по методу Бубнова–Галеркина [3]:

$$\begin{aligned} f &= (x^4 - 2x^3 + x^2)/24; \quad l = (6x^2 - 6x + 1)/12; \\ g(y) &= 20y^7 - 70y^6 + 84y^5 - 35y^4 + y + 1; \\ q(y) &= 1/2 (y^4 - 2y^3 + y^2 + 2). \end{aligned} \quad (7)$$

Выше приведен метод расчета статического напряженно-деформированного состояния породного массива, армированного анкерами, вокруг горной выработки, однако, с течением времени его деформации увеличиваются при постоянной нагрузке, вследствие изменения реологических характеристик горных пород.

Для описания изменения максимальных перемещений  $w$  армо-породного массива, полученного экспериментальным путем в реальных условиях шахты, используем закон, для которого скорость ползучести является экспоненциальной функцией дробного порядка [3]:

$$\mathcal{E}_\alpha(-\beta, z) = z^{-\alpha} \sum_{n=0}^{\infty} \frac{(-1)^n \beta^n z^{n(1-\alpha)}}{\Gamma[(n+1) \cdot (1-\alpha)]}, \quad (-1 < \alpha < 0, \beta \geq 0, t \geq 0), \quad (8)$$

где  $z = t - \tau$ ;  $\Gamma(x)$  – гамма-функция;  $\alpha, \beta$  – новые механические константы материала анкеров и горных пород.

Свойства трансверсально-изотропного тела, каким является армо-породный массив, характеризуются тремя приведенными упругими параметрами (модулями упругости  $E_{np}$ , и сдвига  $G_{np}$ , МПа, коэффициентом Пуассона  $\nu_{np}$ ) в двух направлениях, которые заменим линейными операторами

$$\bar{E}_{np} = E_{np} (1 - \Gamma^*), \quad \bar{G}_{np} = \frac{\tilde{E}_{np}}{2 \left( 1 + \bar{\nu}_{np} \right)}, \quad \bar{\nu}_{np} = \nu_{np} (1 + N^*), \quad (9)$$

где  $\Gamma^*$  и  $N^*$  принадлежат к одному классу разрешающих или резольвентных операторов Вольтерры и представляют собой дробно-экспоненциальные функции с одинаковым индексом:

$$\Gamma^* = \chi \mathcal{E}_\alpha^*(-\beta - \chi), \quad N^* = \frac{1 - 2\nu_{np}}{2\nu_{np}} \Gamma^*, \quad (10)$$

где  $\chi$  – новая механическая константа.

Так как армо-породный массив должен обеспечивать устойчивость горной выработки при достаточно большом сроке ее эксплуатации, используем асимптотическое разложение  $\mathcal{E}_\alpha^*$  – функции [4]:

$$\mathcal{E}_\alpha^*(-\beta) \cdot 1 \approx \frac{1}{\beta} - t^{1+\alpha} \sum_{n=2}^{\infty} \frac{(-1)^n (\beta t^{1+\alpha})^{-n}}{\Gamma[1 + (1+\alpha)(1-n)]} \quad (11)$$

Экспериментально определяемое максимальное перемещение  $w(t)$  вместо деформации  $\varepsilon(t)$  может быть представлено следующим образом:

$$w(t) = w \left[ 1 + \chi \mathcal{E}_\alpha^*(-\beta) \cdot 1 \right], \quad (12)$$

где  $w$  – перемещение, определенное по зависимости (1).

Чтобы придать параметрам  $\chi$  и  $\beta$  определенный физический смысл, положим [5]

$$\beta = \frac{1}{\tau^{1-\alpha}}, \quad \chi = \frac{(E_{0np} - E_{\infty np})}{E_{0np} \tau^{1-\alpha}}, \quad (13)$$

где  $E_{0np}, E_{\infty np}$  – мгновенный и установившийся приведенные модули нормальной упругости, МПа.

По экспериментальной кривой необходимо определить параметры  $\alpha, \beta$  и  $\chi$ . При этом учитываем тот фактор, что, в основном, ползучестью обладают горные породы, а не металлические анкеры, их модули упругости  $E_0$  и  $E_\infty$  известны.

Блок–схемы алгоритма решения задачи о напряженно-деформированном состоянии армированного анкерами породного массива вокруг горной выработки без учета и с учетом явления ползучести приведены соответственно на рис. 1 и рис. 2.

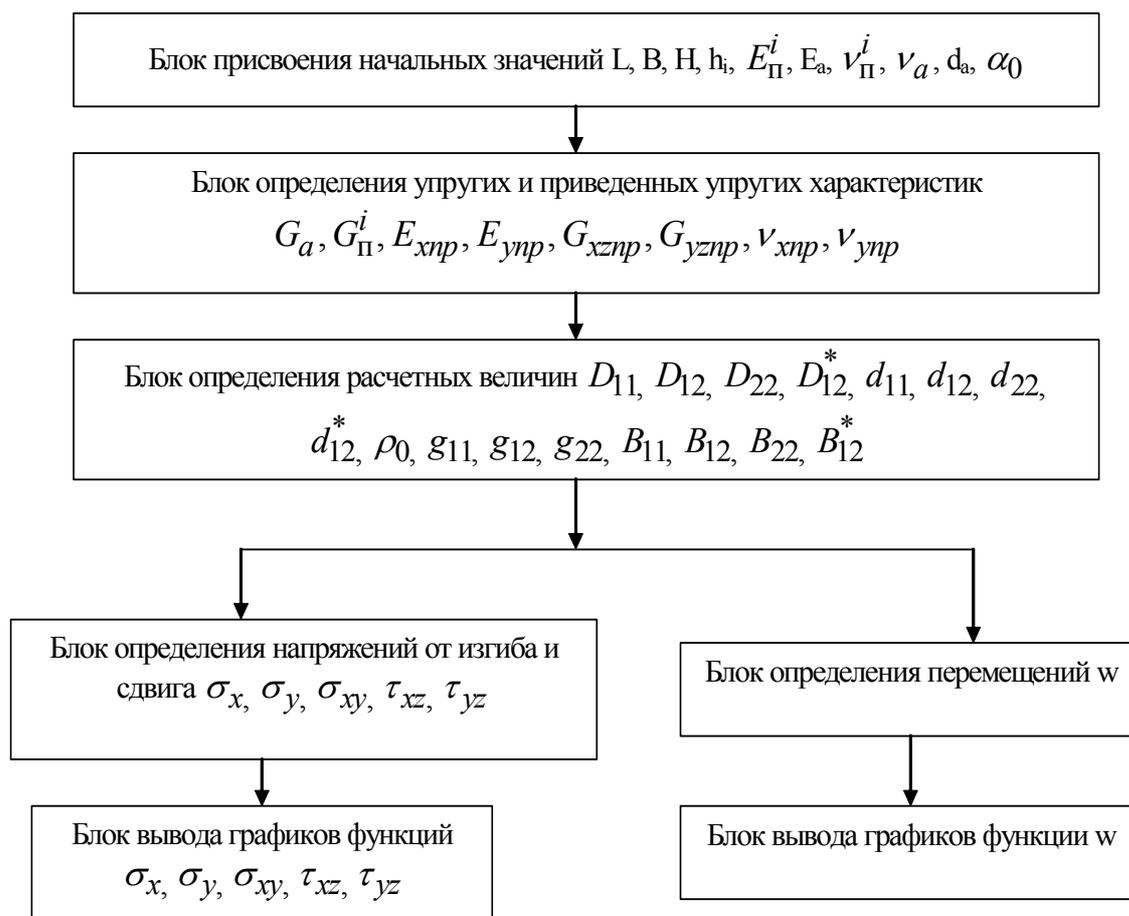


Рис. 1. Блок-схема алгоритма решения задачи о напряженно-деформированном состоянии армо-породного массива горной выработки без учета явления ползучести

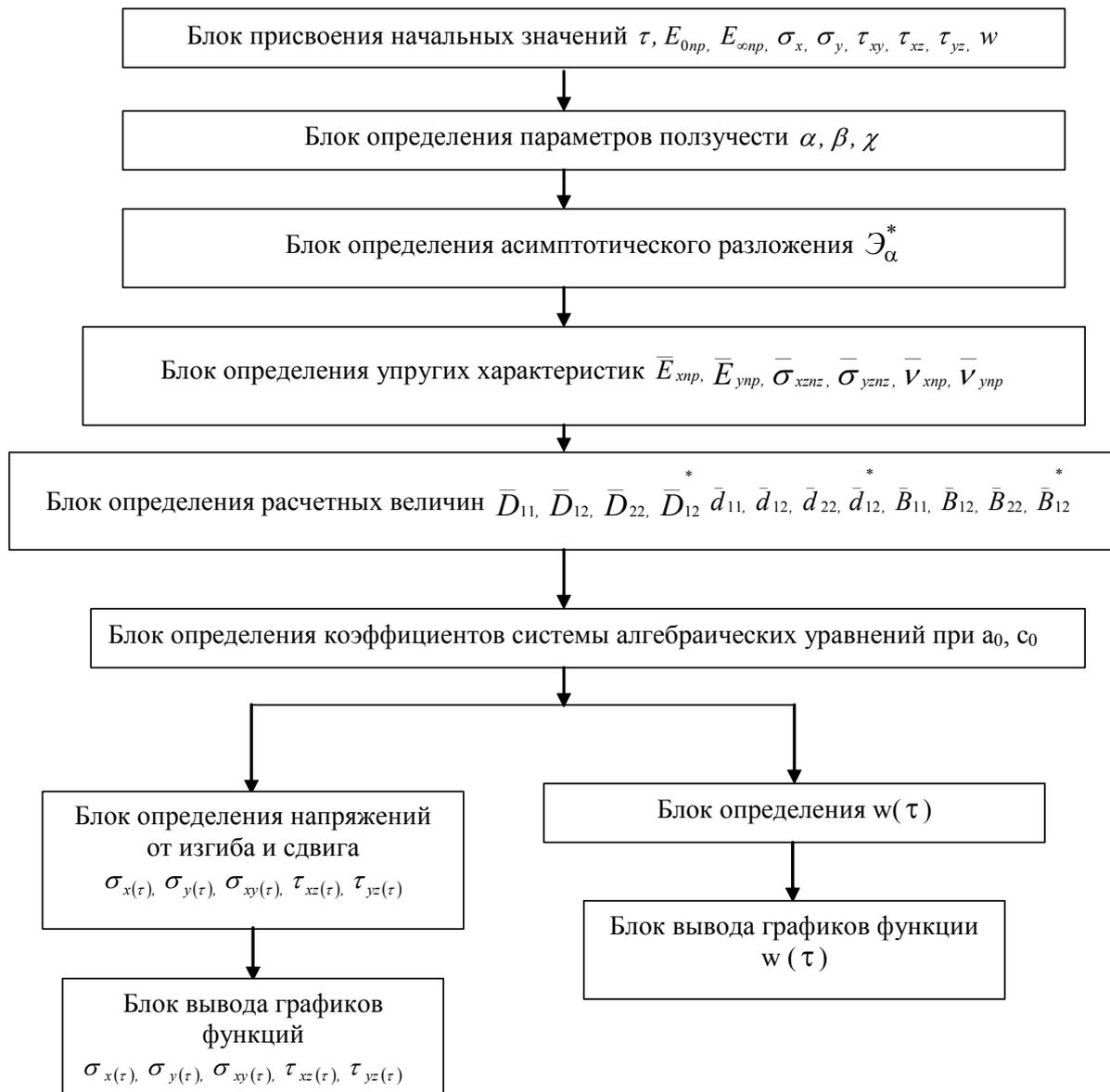


Рис. 2. Блок-схема алгоритма решения задачи о напряженно-деформированном состоянии армированного анкерами породного массива вокруг горной выработки с учетом явления ползучести

В качестве примера приведем результаты расчета максимальных перемещений  $w_{max}(\tau)$  армированной анкерами кровли подготовительной выработки шахты «Добропольская» в зависимости от времени эксплуатации (до 600 суток), при фиксированных значениях безразмерных величин  $q/E_n = 3,4 \cdot 10^{-2}$ ,  $L/H = 2,4$ ;  $t_0/d_a = 0,25 \cdot 10^2$  и угле расположения анкеров  $\alpha_0 = 90^\circ$  (рис. 3). При этом параметры ползучести:  $\alpha = 0,72$ ,  $\beta = 0,45$ ,  $\chi = 2,54 \cdot 10^{-2}$ .

Графики максимальных перемещений армированной анкерами кровли выработки во времени в зависимости от схемы расположения анкеров приведены на рис. 4.

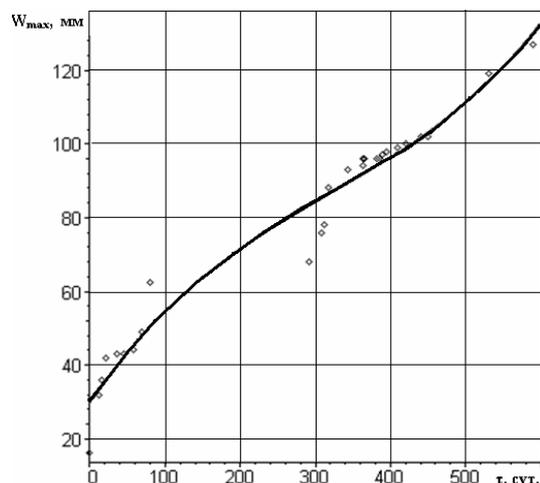


Рис. 3. Зависимость максимальных перемещений армированной анкерами кровли выработки от времени ее эксплуатации при  $q/E=3,4 \cdot 10^{-2}$ ,  $L/H=2,4$ ,  $t/d_a=0,25 \cdot 10^2$ ,  $\alpha_0=90^\circ$ :  $\diamond$  – данные эксперимента; — – теоретическая кривая.

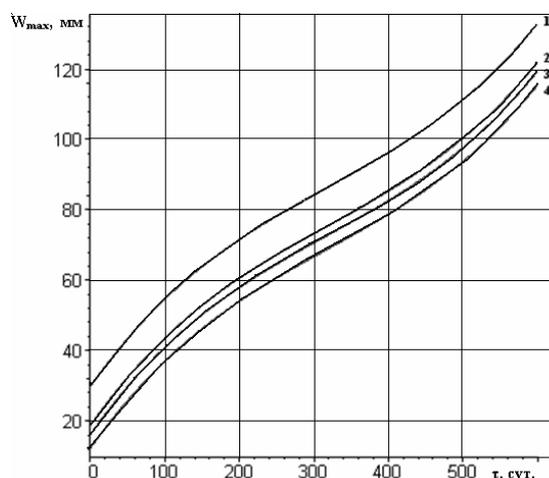


Рис. 4. Зависимость максимальных перемещений армированной анкерами кровли выработки во времени в зависимости от схемы расположения анкеров: 1, 2, 3 – одиночное расположение анкеров под углом:  $\alpha_0 = 30, 60, 90$ ; 4 – двойное расположение анкеров под углом  $\alpha_0 = 60$

#### Список литературы:

1. Новиков А.О. Теоретические основы расчета параметров анкерной крепи с учетом ее роли в механизме поддержания выработки / Н.Н. Касьян, Ю.А. Петренко // *Migdyznarodowa Konferencja "IX Szkola Geomechaniki 2009" Czesc II: zagraniczna; Materialy Naukowe, Gliwice-Ustron, 2009.* - С. 93-116.
2. Новиков А.О. . Наследственное напряженно-деформированное состояние армированного анкерами породного массива вокруг горной выработки.// Сб. науч. тр. «Физико-технические проблемы горного производства», вып. 2. – ИФГП НАН Украины, 2010. – С.34-40.
3. Михлин. С.Г. Вариационные методы в математической физике /С.Г. Михлин / – М.: Гостехиздат, 1957. – 402 с.
4. Аннин Б.Д. Асимптотическое разложение экспоненциальной функции дробного порядка / Аннин Б.Д. – М.: ПММ. – Т. XXX, вып. 1961. – С. 796 – 798.
5. Глушко В.Т. Устойчивость горных выработок / В.Т. Глушко, Н.Н. Долинина, М.И. Розовский. – Киев: Наукова думка, 1973. – 206 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Шашенком О.М.  
Надійшла до редакції 26.03.10*

## ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ СПОСОБА ОБЕСПЕЧЕНИЯ УСТОЙЧИВОСТИ ПОДГОТОВИТЕЛЬНЫХ ВЫРАБОТОК ГЛУБОКИХ УГОЛЬНЫХ ШАХТ

На основі чисельного моделювання методом скінченних елементів напружено-деформованого стану породного масиву навколо сполучення підготовчої та очисної виробки обґрунтовані раціональні параметри комплексу заходів щодо забезпечення стійкості підготовчих виробок глибоких вугільних шахт.

На основе численного моделирования методом конечных элементов напряженно-деформированного состояния породного массива в окрестности сопряжения подготовительной и очистной выработок обоснованы рациональные параметры комплекса мероприятий по обеспечению устойчивости подготовительных выработок глубоких угольных шахт.

Based on numerical simulations using finite element method of stress-strain state of rock massif in the vicinity of the conjugation of preparatory workings and coal-face area there are proved the rational parameters of a set of measures to ensure the stability of development workings of deep coal mines.

**Введение.** Охрана горных выработок – это комплекс горнотехнических мероприятий, направленных на обеспечение сохранности выработки в соответствии с техническими условиями безопасной ее эксплуатации в течение всего срока службы.

Устойчивость породных обнажений и крепи охраняемых подготовительных выработок зависит от ряда геологических и горно-технических факторов: физико-механических свойств пород, угла падения и мощности пласта, трещиноватости пород, глубины заложения, формы сечения и расположения охраняемой выработки, по отношению к очистным выработкам и т.д. Но главными факторами, влияющими на сохранность выработки, как известно, являются напряженное состояние вмещающих пород и значения их физико-механических характеристик.

Можно выделить три основных направления по охране выработок: упрочнение слабых пород; разгрузка массива от избыточных напряжений; возведение искусственных сооружений, крепей за пределами контура выработки для управления состоянием массива вмещающих выработку пород. Мероприятия по охране выработок могут выполняться: заблаговременно (упрочнение массива пород, разгрузка массива от избыточных напряжений путем подрботки трассы выработки); в период сооружения выработки (упрочнение массива пород, разгрузка от избыточных напряжений из сооружаемой выработки вслед за продвижением забоя); в период эксплуатации (тампотаж закрепного пространства, упрочнение пород, возведение искусственных ограждений за пределами контура выработки с целью сохранения ее для повторного использования).

Успешное решение вопроса обеспечения устойчивости подготовительных выработок в зоне влияния лавы и повторного их использования может быть достигнуто при применении комплексного способа обеспечения их устойчивости.

Обоснование параметров способа охраны и поддержания подготовительных выработок сводится к изучению закономерностей изменения напряженно-деформированного состояния приконтурного массива пород и определению ожидаемых смещений породного контура выработки, что предопределяет соответствующие величины: размеры охранного элемента, количество и места установки анкеров.

Способы охраны подготовительных выработок, существующие на сегодняшний день, малоэффективны. Поэтому разработка новых способов охраны и поддержания выработок в изменяющихся горно-геологических условиях, обоснование параметров этих способов на основе изучения закономерностей взаимодействия системы “крепь-охранная конструкция-породный массив” является актуальной задачей, имеющей важное научное и практическое значение.

**Целью работы** является изучение закономерностей изменения напряженно-деформированного состояния (НДС) массива при осуществлении предложенных мероприятий и обоснование рациональных параметров способа охраны и поддержания подготовительных выработок в зоне влияния лавы.

**Материалы и результаты исследований.** Для создания эффективных способов поддержания и охраны подготовительных выработок в зоне влияния очистных работ должны быть установлены закономерности геомеханических процессов, протекающих в районе выемочных штреков.

Решение задачи о напряженно-деформированном состоянии породного массива в окрестности подготовительной выработки может быть получено путем применения методов механики сплошной среды, механики дискретной среды, на основе экспериментально-аналитических методов, использующих закономерности, полученные экспериментальным путем в сочетании с аналитическими решениями. Выбор расчетного метода определяется принятой гипотезой горного давления и соответствующей моделью среды.

Задача решалась в два этапа. На первом этапе методом конечных элементов моделировалась подготовительная выработка вне зоны влияния очистных работ, горно-геологические условия шахты “Шахтерская-Глубокая”, с линейными размерами: ширина – 5 м, высота – 3,5 м, мощность пласта – 1,5 м, расположена на глубине 1380 м, что соответствует горному давлению 34,5 МПа. Были рассмотрены 5 характерные ситуации:

1. Подготовительная выработка в массиве, закрепленная арочной податливой крепью. Расчетная схема на рис. 1, а.

2. Подготовительная выработка в массиве, закрепленная арочной податливой крепью и один анкер в боку со стороны восстания. Наличие анкера в породной среде моделировалось таким образом. Сначала решалась упругопластическая задача для выработки арочной формы без крепи. Для этого случая устанавливались радиальные перемещения вокруг выработки. Далее радиальные перемещения на расстоянии, которое равняется длине анкера –  $U_a$ , принималось постоянным по всей его длине до контура выработки, то есть до точки установки анкера. Анкер, т.е. стержень определенной длины и радиусом 2,4 см, моделировался специальным линейным стержневым элементом. Модуль упругости

и коэффициент Пуассона материала стержня приняты соответственно  $E_{анк}=2 \cdot 10^6$  МПа и  $\mu_{анк} = 0,35$ .

3. Подготовительная выработка в массиве, закрепленная арочной податливой крепью и два анкера один в боку со стороны восстания, второй в боку со стороны падения.

4. Подготовительная выработка в массиве, закрепленная арочной податливой крепью и три анкера один в боку со стороны восстания, второй в боку со стороны падения и один в кровле. Расчетная схема на рис. 1, б.

5. Подготовительная выработка в массиве, закрепленная арочной податливой крепью и четыре анкера один в боку со стороны восстания, второй в боку со стороны падения и два в кровле. Конечно-элементная аппроксимация на рис. 2.

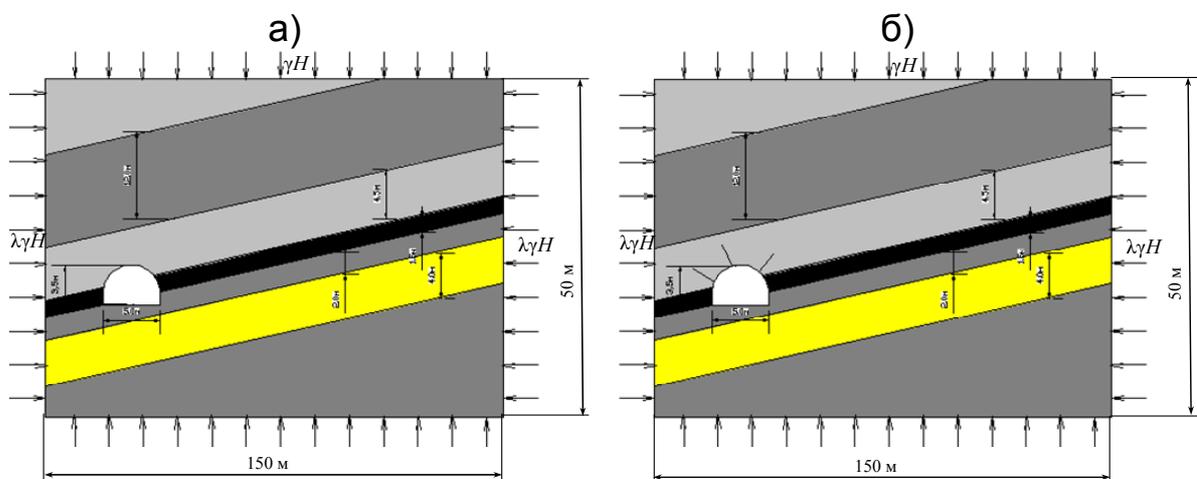


Рис. 1. Расчетные схемы рассматриваемых задач: а) сит. 1, б) сит. 4

Как видно из рис. 2, для разбиения области применяются линейные четырехугольные плоские элементы. Различными цветами показана слоистость горного массива и анкера.

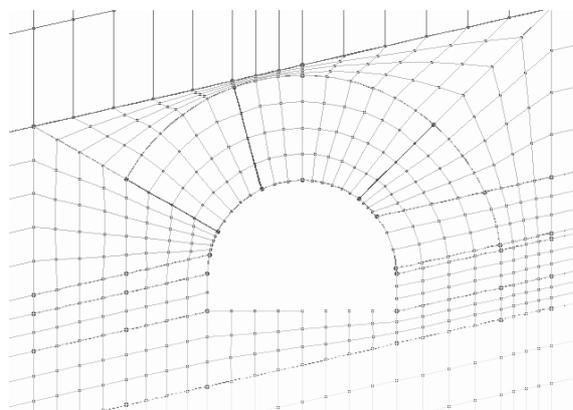


Рис. 2. Конечно-элементная аппроксимация расчетной схемы

На основе анализа компонентов тензора напряжений в центре и узлах конечных элементов выполнялась качественная и количественная оценка изменений, которые вносит в напряженное состояние приконтурного массива введе-

ние укрепляющих элементов (анкеров). Наиболее комплексную оценку этих изменений дает картина распределения относительной величины  $\sigma_e/R_c$  в окрестности подготовительной выработки, которая приведена на рис. 3.

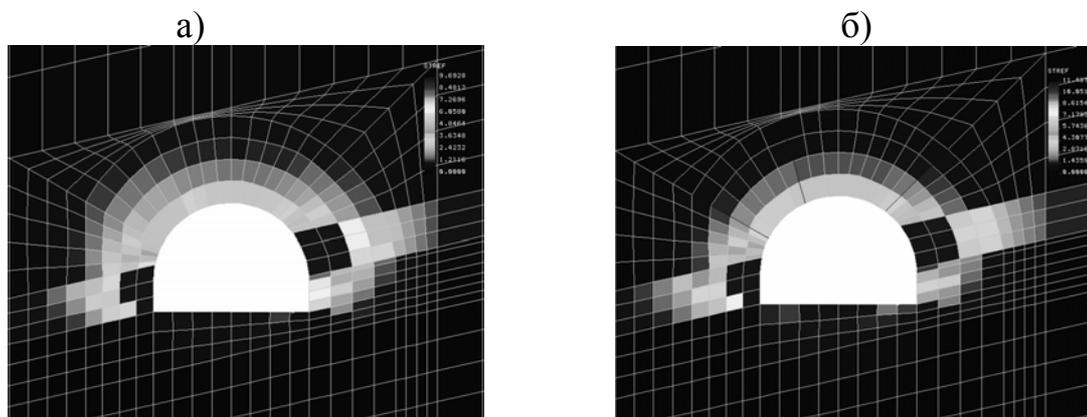


Рис. 3. Картина распределения величины  $\sigma_e/R_c$  в окрестности подготовительной выработки: а) сит. 1, б) сит. 4

Напряжения в кровле подготовительной выработки при различных ситуациях практически равны, наблюдается незначительное снижение при увеличении анкеров.

На рис. 4 прилегающие к выработкам зоны разрыхления показаны синим цветом. Поскольку критерий разрыхления определен для конечного элемента в целом, границы зоны совпадают с границами соответствующих элементов. Ввиду некоторой грубости разбиения вдали от выработки границы зоны недостаточно гладкие. Тем не менее, рис. 4 дает представление об общей форме и размерах области разрыхления.

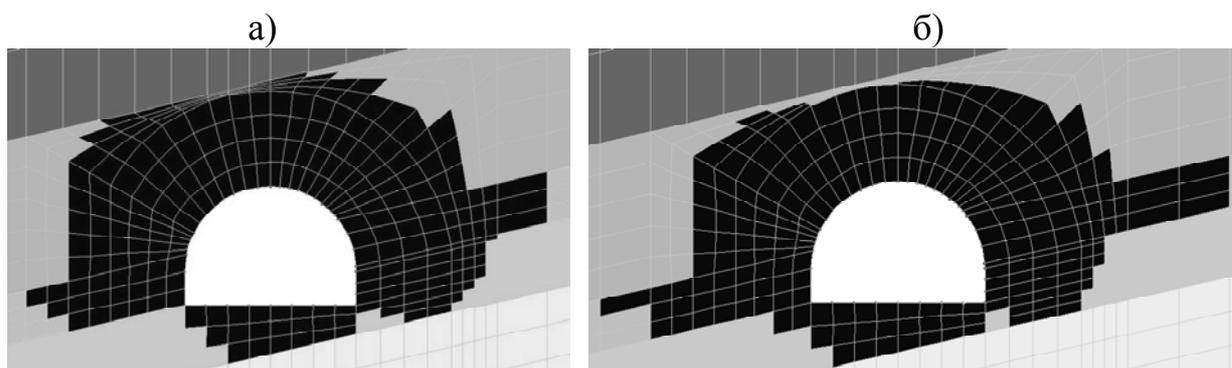


Рис. 4. Прилегающая к выработке зона разрыхления: а) сит. 1, б) сит. 4

Усредненные относительные радиусы разрыхления вокруг подготовительной выработки практически одинаковы и составляют: ситуация 1 – 2,45, ситуация 4 – 2,41. Установка анкеров не влияет на величину внешнего радиуса зоны разрыхления.

На рис. 5 приведена картина неоднородности зон полных перемещений различного уровня в окрестности подготовительной выработки. Уровни перемещений (в метрах) даются на цветной шкале справа.

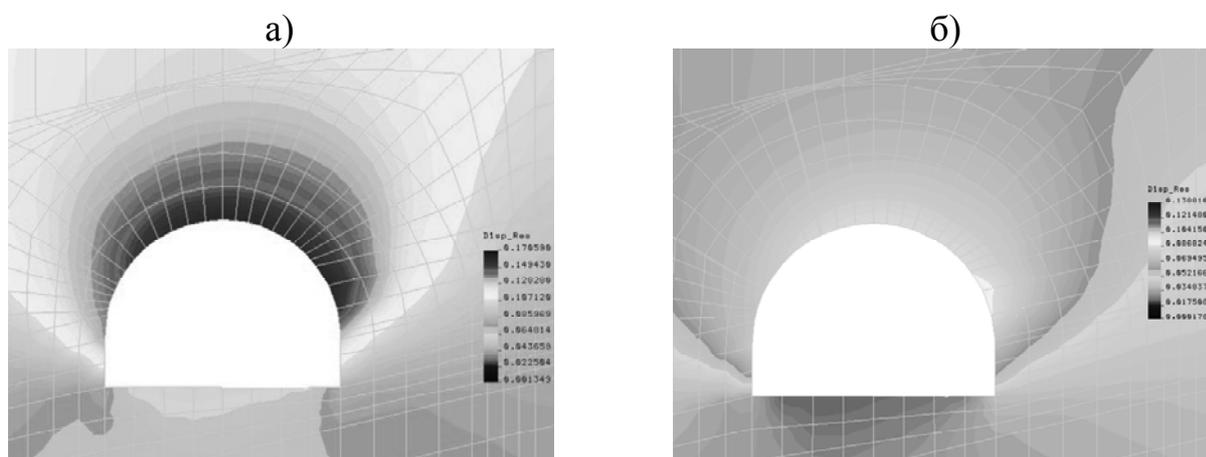


Рис. 5. Картина распределения полных перемещений: а) сит. 1, б) сит. 4

Использование рамно-анкерной крепи (сит. 4) по сравнению с рамной крепью (сит. 1) уменьшает смещения кровли на 46%, почвы на 71%, боков выработки на 40% и 36%.

Для определения параметров установки анкеров было исследовано более 20 моделей. Критерий оценки работоспособности анкеров – величина изменения вертикальной конвергенции в подготовительной выработке. Варьировались углы наклона анкеров к горизонту, места установки и количество анкеров.

По результатам численных расчетов построены зависимости изменения смещений в подготовительной выработке в зависимости от рассматриваемой ситуации (рис. 6...8).

Из рис. 6 и 7 видно, что увеличение количества анкеров (сит. 4 и 5) не приводит к значительному улучшению геомеханической ситуации вокруг подготовительной выработки, поэтому ситуация 4 принят как наиболее рациональный способ поддержания подготовительной выработки в условиях шахты “Шахтерская-Глубокая”. Достаточная длина анкера составила 3 м (рис. 7), что достаточно хорошо совпадает с лабораторными результатами.

Параметры способа поддержания подготовительной выработки вне зоны влияния лавы в условиях шахты “Шахтерская-Глубокая”: арочная крепь, один анкер (длиной 3 м) в боку со стороны падения на высоте 2 м от почвы под углом  $25...35^{\circ}$  к горизонтали, второй анкер в боку со стороны восстания на высоте 3 м от почвы под углом  $130...140^{\circ}$  и третий в кровле со смещением от оси выработки в сторону падения на 0,5 м под углом  $70...80^{\circ}$  (рис. 6...8).

На втором этапе методом конечных элементов моделировалась подготовительная выработка в зоне влияния очистных работ, с теми же линейными размерами, что и на первом этапе. Для исследования были определены 2 основные ситуации (7 вариантов):

1. Подготовительная выработка, закрепленная арочной податливой крепью при проходе лавы (вар. 1) (рис. 9, а).

2. Так как и в ситуации 1, только со стороны лавы установлено охранное ограждение из железобетонных плит шириной 0,5...3 м (вар. 2-7) (рис. 9, б).

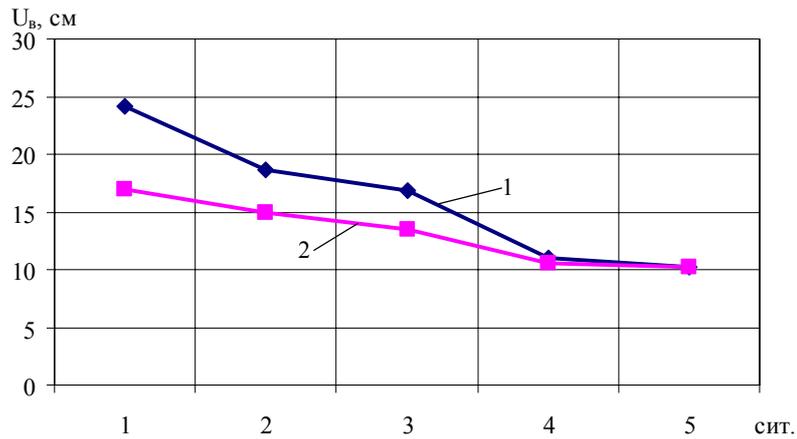


Рис. 6. Зависимость изменения вертикальной (1) и горизонтальной конвергенции (2) в подготовительной выработке в зависимости от рассматриваемой ситуации при длине анкера 3 м

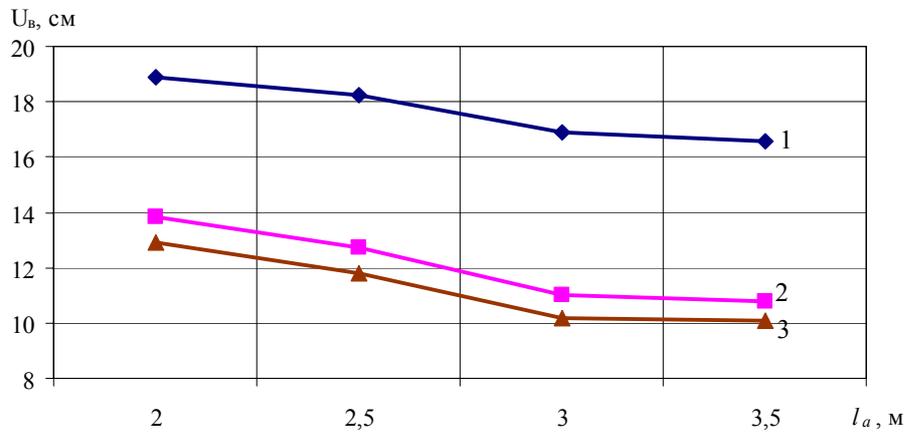


Рис. 7. Зависимость изменения вертикальной конвергенции в подготовительной выработке в зависимости от длины анкера (1 – сит. 3, 2 – сит. 4, 3 – сит. 5)

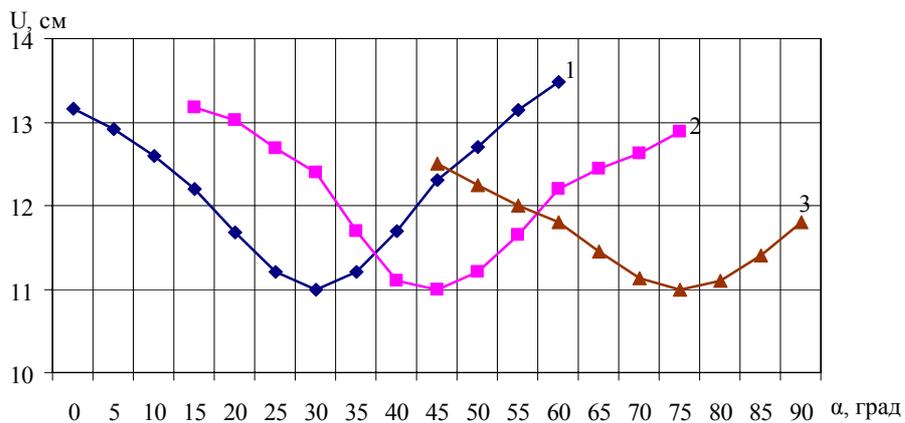


Рис. 8. Зависимость изменения смещений контура подготовительной выработки в зависимости от угла установки анкеров (сит. 4): 1 – со стороны падения, 2 – со стороны восстания, 3 – в кровле

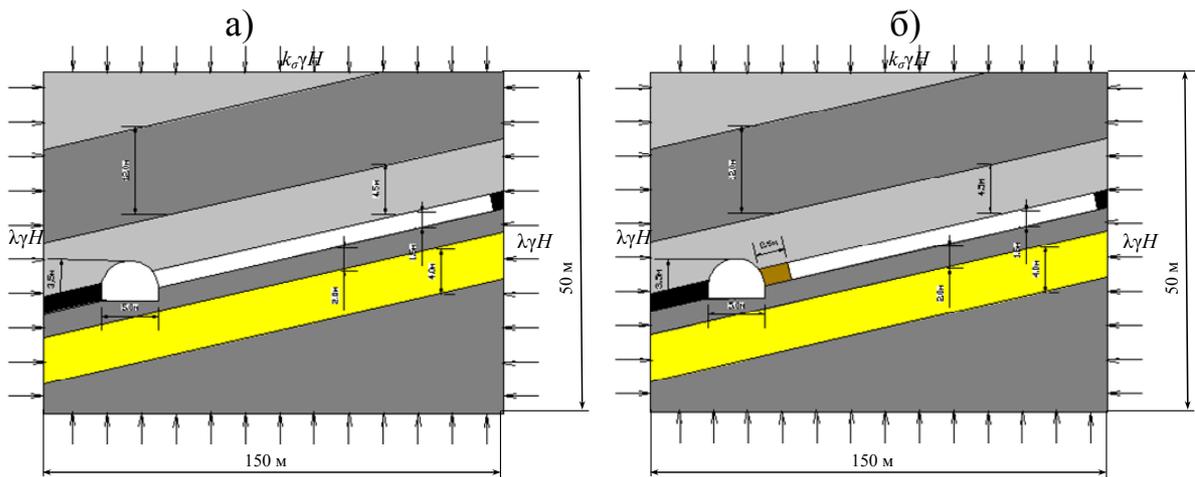


Рис. 9. Расчетные схемы рассматриваемых задачи: а) вар. 1, б) вар. 6

По результатам численных расчетов приведены распределения величины  $\sigma_e/R_c$  в окрестности подготовительной выработки (рис. 10), распределения полных перемещений (рис. 11) и построены зависимости изменения смещений в подготовительной выработке в зависимости от рассматриваемых вариантов (рис. 12).

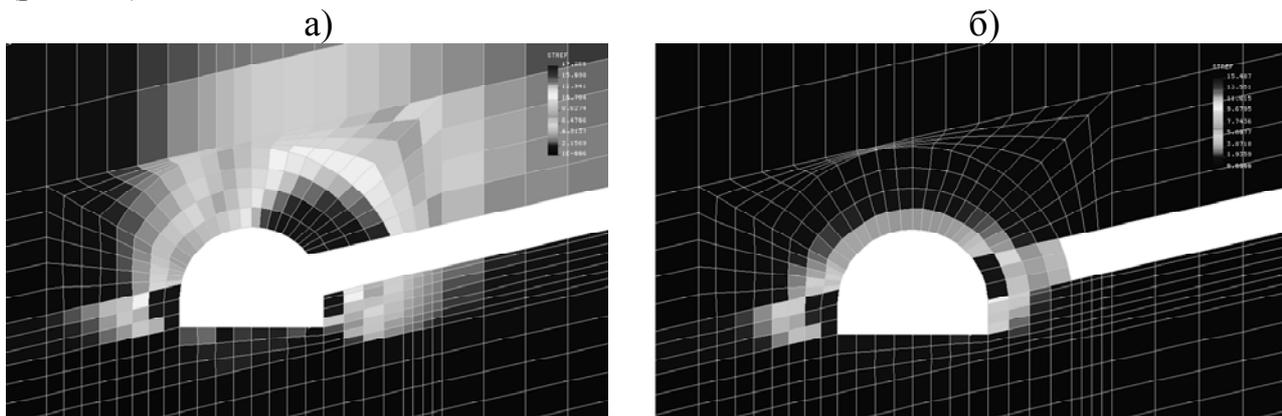


Рис. 10. Распределения величины  $\sigma_e/R_c$  в окрестности подготовительной выработки: а) вар. 1, б) вар. 6

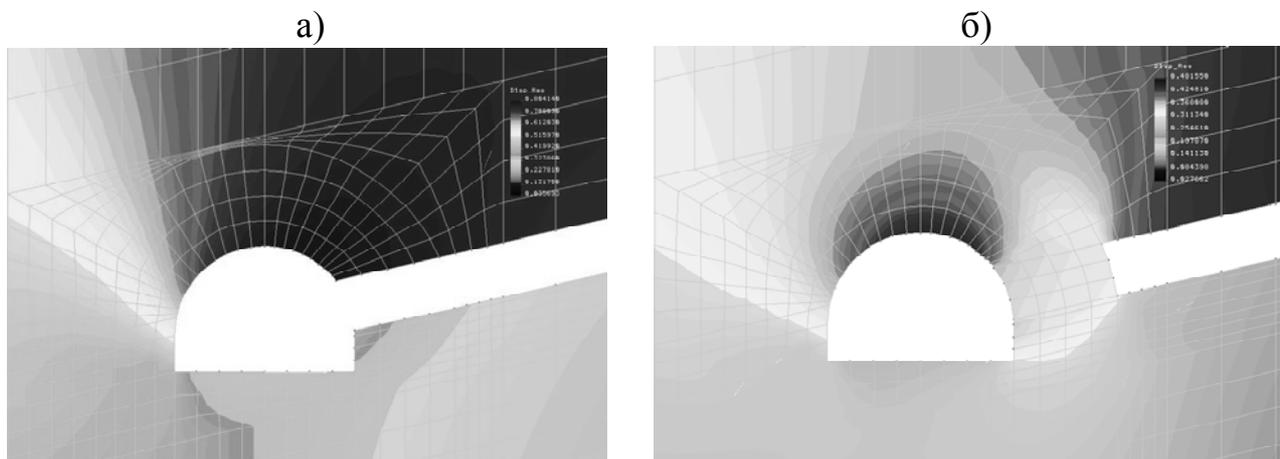


Рис. 11. Картина распределения полных перемещений: а) вар. 1, б) вар. 6

Наличие очистной выработки приводит к значительному увеличению напряжений на контуре и сопряжении подготовительной выработки и очистного забоя (рис. 10, а), а наличие охранного элемента снижает – практически в 3 раза (рис. 10, б).

При наличии лавы относительный радиус разрыхления резко возрастает, а установка охранного элемента приводит к уменьшению зоны разрушенных пород над подготовительной выработкой практически в 3 раза. Охранный элемент при ширине до 2 м разрушается, при большей – остается неразрушенным.

Как видно из рис. 11 точка максимальных смещений пород кровли подготовительной выработки смещается от сопряжения к центру выработки и при наличии охранного элемента снижается практически вдвое.

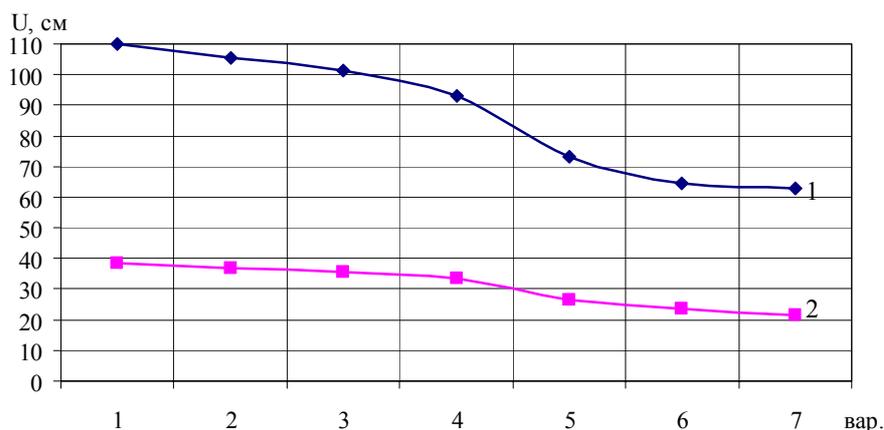
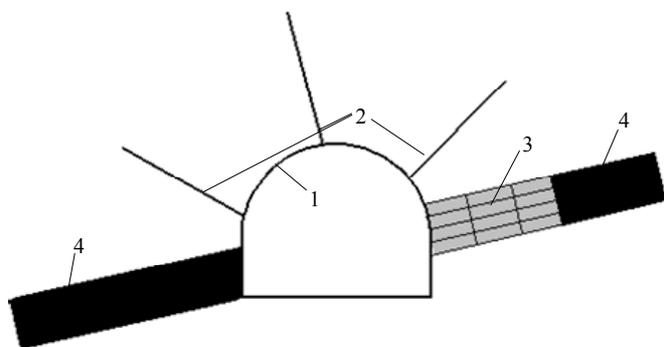


Рис. 12. Зависимость изменения вертикальной (1) и горизонтальной конvergенции (2) в подготовительной выработке в зависимости от рассматриваемого варианта

Анализ рис. 10...12 показывает, что при ширине охранной конструкции более чем 2,5 м изменения величин конvergенций незначительны, поэтому наиболее рациональным способом охраны и поддержания подготовительных выработок в зоне влияния лавы для данных условий является вариант 6.

На основе выполненных расчетов предложен новый способ повышения устойчивости подготовительных выработок в условиях шахты “Шахтерская-Глубокая” (рис. 13).



Он заключается в том, что выработку проводят широким забоем, с формированием расколки со стороны восстания, в ней устанавливают охранную конструкцию из железобетонных плит, возводят арочную крепь с усилением тремя анкерами.

Рис. 13. Схема нового способа повышения устойчивости подготовительных выработок на больших глубинах: 1 – арочная крепь; 2 – анкерная крепь; 3 – охранный элемент из железобетонных плит; 4 – лавы.

**Выводы.** Для условий шахты “Шахтерская-Глубокая” наилучшей комбинацией технических решений, обеспечивающих реализацию предложенного способа при котором уменьшается величина горизонтальной и вертикальной конвергенции в выработке на 50% является совмещение ситуации 4 и варианта 6, описанных в данной работе. Рекомендуемые параметры способа: арочная податливая крепь + дополнительно установлены: один анкер ( $l_a = 3$  м) со стороны падения на высоте 2 м от почвы под углом  $30^0$  к горизонтали; второй анкер со стороны восстания на высоте 3 м от почвы под углом  $135^0$  и третий в кровле со смещением от оси выработки в сторону падения на 0,5 м под углом  $75^0$ , со стороны будущей лавы в раскосе установлено ограждение из железобетонных плит шириной 2,5 м.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Сдвіжковою О.А.  
Надійшла до редакції 07.04.10*

УДК 622.647.2

© Р.В. Кирия, Д.Д. Брагинец

## **УВЕЛИЧЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ БУНКЕРА С БОКОВЫМ ЩЕЛЕВЫМ ВЫПУСКНЫМ ОТВЕРСТИЕМ С ПОМОЩЬЮ ВИБРАЦИИ**

На основе теории виброразрежения получен эффективный коэффициент внутреннего трения сыпучего груза в зависимости от параметров вибрации. Показано, что при боковой вибрации бункера с боковым щелевым выпускным отверстием можно существенно увеличить производительность выпуска груза из бункера.

На основі теорії віброзріджування одержано ефективний коефіцієнт внутрішнього тертя сипких вантажів залежно від параметрів вібрації. Показано, що при боковій вібрації бункера з боковим щілинним випускним отвором можна істотно збільшити продуктивність випуску вантажу з бункера.

On the basis of theory of vibrosignify the effective coefficient of internal friction of friable loads depending on the parameters of vibration is got. It is shown, that during lateral vibration of bunker with a lateral crack tape-hole it is possible substantially to multiply efficiency of output of load from a bunker.

**Вступление.** В перегрузочных узлах подземных ленточных конвейеров угольных шахт получили применение усредняющие бункеры с боковым щелевым отверстием. Эти бункеры, по сравнению с бункерами с горизонтальным щелевым выпускным отверстием, легче в управлении, так как нагрузка на регулируемую заслонку значительно меньше. Поэтому они могут быть эффективно использованы для усреднения грузопотоков, поступающих от высоконагруженных лав угольных шахт.

Однако, как показали исследования [1-2], коэффициент расхода у этих бункеров в три раза меньше по сравнению с бункером с горизонтальным щелевым выпускным отверстием с той же шириной отверстия.

Основной причиной снижения производительности бункера с боковым щелевым выпускным отверстием является образование застойной зоны сыпуче-

го груза на дне бункера в виде треугольной призмы (рис. 1). При этом производительность бункера существенно зависит от угла  $\varphi_0$ , образованного верхней границей застойной зоны с дном бункера. С уменьшением  $\varphi_0$  производительность разгрузки бункера с боковым щелевым отверстием увеличивается.

Угол наклона верхней границы застойной зоны  $\varphi_0$  можно уменьшить с помощью вибровоздействия на нее, и тем самым увеличить производительность разгрузки бункера.

Вопросами увеличения производительности разгрузки бункеров с помощью вибровоздействия на сыпучий материал посвящены следующие работы [3 - 5].

В работе [3] рассмотрены различные конструкции вибропобудителей, даны рекомендации по их применению для различных сыпучих материалов и размещению вибропобудителей в бункерах. Приведены параметры вибропобудителей в зависимости от вместимости бункеров. Однако в книге не приведены теоретические зависимости изменения производительности разгрузки бункера в зависимости от параметров вибровоздействия.

В работе [4] экспериментально определена производительность разгрузки бункера в зависимости от параметров вибровоздействия и характеристик сыпучего материала. Приведены результаты экспериментов для песка и гравия.

В работе [5] приведены принципиальные схемы, область применения и перспективы использования вибрационных бункерных устройств. Приведен расчет производительности разгрузки бункера в зависимости от параметров вибрации, однако механизм истечения сыпучего груза из бункера рассматривался без учета законов движения сыпучей среды в зонах динамического свода и свободного обрушения.

Таким образом для бункеров с боковым выпускным отверстием не существует научно обоснованных закономерностей изменения производительности разгрузки бункеров от характеристик вибровоздействия.

**Целью** статьи является определение направления и параметров вибрационного воздействия на бункер при которых максимально увеличивается производительность разгрузки бункера с боковым выпускным отверстием.

**Задача** исследований ставилась: установить теоретические зависимости расхода сыпучего груза из бункера с боковым выпускным отверстием от направления и величины параметров вибровоздействия.

**Изложение основного материала исследований.** Рассмотрим истечение сыпучего груза из прямоугольного бункера с боковым щелевым выпускным отверстием шириной  $a$  и длиной  $b$  ( $b > a$ ) (см. рис. 1).

Согласно работе [1], коэффициент расхода  $\eta$  сыпучего груза из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием

$$\eta = \frac{\delta \eta_0}{\sqrt{\delta^2 + k^2 K_1 K_2}}, \quad (1)$$

$$\text{где } \eta_0 = \frac{2}{3} \cos \varphi_c \sqrt{\frac{2(\chi' + \operatorname{tg} \varphi_c)}{K_1 + \operatorname{tg} \varphi_c}}; \quad \delta = \frac{a}{d}; \quad \varphi_c = \frac{\varphi_0 + 90^\circ}{2};$$

$$K_1 = \frac{1}{2} \left( f + \sqrt{1 + f^2} \right); \quad \chi' = f + \frac{1}{f} - \sqrt{1 + f^2}.$$

Здесь  $k$  – кинетический коэффициент, характеризующий потерю механической энергии потока сыпучего груза в результате столкновения частиц ( $k = 10-13$ );  $K_2$  – некоторый безразмерный коэффициент, зависящий от условий истечения сыпучего груза из бункера (прямое или боковое истечение сыпучего груза из бункера) и определяемый из эксперимента;  $d$  – средний диаметр частицы сыпучего груза;  $\varphi_c$  – некоторое среднее значение угла выхода струи сыпучего груза из выпускного отверстия бункера, град;  $\varphi_0$  – угол наклона границы неподвижной зоны ко дну бункера, град;  $f$  – коэффициент внутреннего трения сыпучего груза.

При этом производительность бункера определяется по формуле

$$Q = \eta_0 b a^{1,5} \sqrt{g}.$$

Из формулы (1) видно, что коэффициент расхода сыпучего груза из бункера с боковым щелевым отверстием зависит от коэффициента внутреннего трения и угла  $\varphi_0$ . Так как угол  $\varphi_0$  зависит от коэффициента внутреннего трения  $f$ , то и максимальный коэффициент расхода  $\eta_0$  зависит от коэффициента внутреннего трения  $f$ .

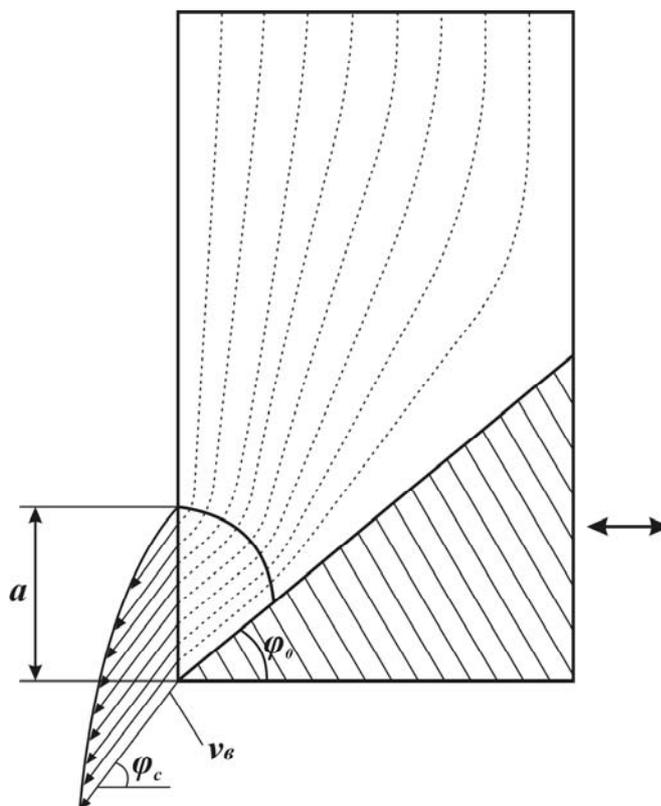


Рис. 1. Зоны структурно-механического состояния сыпучего груза при его истечении из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием

Как известно, вибровоздействие на сыпучий материал позволяет уменьшить его коэффициент внутреннего трения [6, 7].

Для оценки влияния вибрации на истечение сыпучего груза из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием рассмотрим наклонную виброплоскость с углом наклона к горизонту  $\alpha$  (рис. 2).

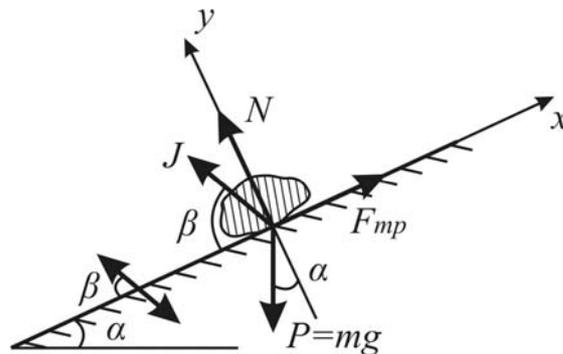


Рис. 2. Расчетная схема движения частицы сыпучего груза по виброплоскости

На виброплоскости находится частица сыпучего груза массой  $m$ , на которую действуют сила тяжести  $P$ , инерционная сила со стороны виброплоскости  $J$  под углом наклона к виброплоскости  $\beta$ , нормальная сила реакции со стороны виброплоскости и сила трения на частицу со стороны виброплоскости  $F_{mp}$ .

Уравнение движения частицы под действием указанных сил в проекциях на свои координат (см. рис. 2) имеет вид

$$\begin{cases} m\ddot{x} = -J \cos \beta - mg \sin \alpha + F_{mp}, \\ m\ddot{y} = N - mg \cos \alpha + J \sin \beta, \end{cases} \quad (2)$$

где  $J = mA\omega^2 \sin \omega t$

Здесь  $A$  и  $\omega$  – амплитуда и частота колебаний виброплоскости соответственно.

Если частица начинает скользить по виброплоскости, не отрываясь от нее, то  $\ddot{x} = 0$ ,  $\ddot{y} = 0$  и  $N > 0$ .

Подставляя последнее условие в (2), с учетом, что  $F_{mp} = fN$ , и полагая что  $\omega t = \frac{\pi}{2}$ , после преобразования получим уравнение, определяющее эффективный угол внутреннего трения сыпучего груза при воздействии на него вибрации:

$$\operatorname{tg} \alpha_3 = f - \frac{A\omega^2 \sin \beta}{g \cos \alpha_3} (f + \operatorname{ctg} \beta), \quad (3)$$

Полагая, что вибрация происходит в режиме виброкипения, т.е. выполняется условие [7]

$$0 < \frac{A\omega^2 \sin \beta}{g \cos \alpha_3} < 1.$$

Определяя  $\alpha_3$  из уравнения (3), получим эффективный коэффициент внутреннего трения сыпучего груза при воздействии на него вибрации

$$f_{\vartheta} = \operatorname{tg}\alpha_{\vartheta}. \quad (4)$$

Предположим, что вибрация в бункере направлена вертикально, т.е.  $\beta = 90^\circ + \alpha_{\vartheta}$ . Подставим  $\beta$  в (3), получим

$$\operatorname{tg}\alpha_{\vartheta} = f + \frac{A\omega^2 \cos\alpha_{\vartheta}}{g \cos\alpha_{\vartheta}} (f - \operatorname{tg}\alpha_{\vartheta}). \quad (5)$$

После преобразования выражения (5), с учетом (4), имеем

$$(f_{\vartheta} - f) \left( 1 + \frac{A\omega^2}{g} \right) = 0.$$

Последнее уравнение имеет единственное решение при  $f_{\vartheta} = f$ .

Следовательно, если вибрация бункера с боковым щелевым выпускным отверстием направлена вертикально, то коэффициент внутреннего трения сыпучего груза не изменяется и остается равным коэффициенту внутреннего трения без воздействия вибрации.

Предположим, что вибрация бункера направлена горизонтально. Тогда, полагая в (3)  $\beta = \alpha_{\vartheta}$ , получим

$$\operatorname{tg}\alpha_{\vartheta} = f - \frac{A\omega^2}{g} (1 + f \operatorname{tg}\alpha_{\vartheta}). \quad (6)$$

Полагая в (6)  $\frac{A\omega^2}{g} = w$ , после преобразования получим

$$f_{\vartheta} = \operatorname{tg}\alpha_{\vartheta} = \frac{f - w}{1 + fw}. \quad (7)$$

Подставив вместо  $f$  в формуле (7)  $\operatorname{tg}\varphi_0$ , получим тангенс угла наклона границы застойной зоны при воздействии на бункер вибрации в горизонтальном направлении

$$\operatorname{tg}\varphi_{\vartheta} = \frac{\operatorname{tg}\varphi_0 - w}{1 + w \operatorname{tg}\varphi_0}, \quad (8)$$

где  $\varphi_{\vartheta}$  – угол наклона границы застойной зоны в бункере при воздействии на нее вибрации в горизонтальном направлении, град.

Так как вибрация в сыпучей среде быстро затухает, особенно если сыпучая среда находится в подвижном состоянии, то коэффициент внутреннего трения  $f$  в процессе истечения сыпучего груза из бункера практически не меняется.

Под действием вибрации существенно изменяется угол  $\varphi_0$  наклона границы неподвижной области к дну бункера (см. рис. 1).

Подставляя вместо  $\varphi_0$  формуле (1)  $\varphi_{\vartheta}$  из (8), получим коэффициент расхода сыпучего груза при истечении его из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием при воздействии на него вибрации в горизонтальном направлении.

На рис. 3 показан график зависимости  $\eta$  от  $w$  при значениях  $f = 0,7$ ,  $\varphi_0 = 45^\circ$ ,  $\varphi_c = 70^\circ$ ,  $k = 12$ ,  $K_2 = 0,5$  и различных  $\delta = 10; 20; 50$ , что соответствует кривым 1, 2, 3.

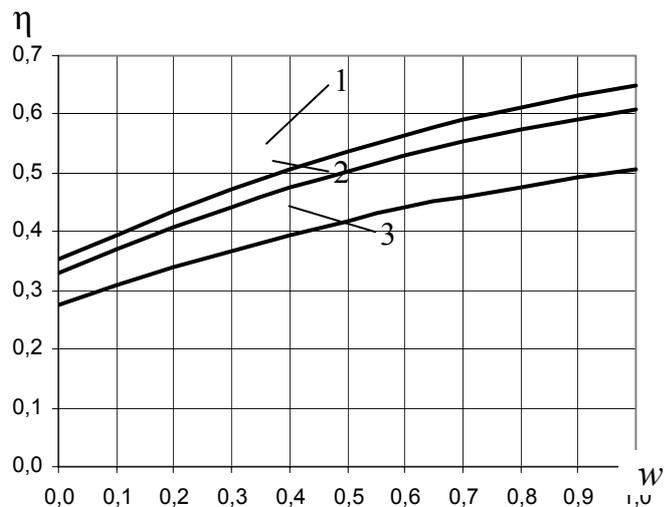


Рис. 3. График зависимости коэффициента расхода сыпучего груза из бункера  $\eta$  от параметра вибрации  $w$

Из графиков видно, что коэффициент расхода  $\eta$  с увеличением  $w$  увеличивается, а с увеличением диаметра частиц, т.е. с уменьшением  $\delta$ , уменьшается, и для мелких грузов, т.е. при  $\delta \geq 50$  (кривая 3), может достичь  $\eta = 0,66$  при  $w = 1$ , что на 50 % больше от значения  $\eta = 0,34$  при  $w = 0$ .

Таким образом, проведенные исследования позволили сделать **вывод** о том, что при боковой вибрации производительность истечения сыпучего груза из бункера с боковым щелевым выпускным отверстием повышается примерно на 42-50 %. В то же время при вертикальной вибрации производительность истечения сыпучего груза из бункера не изменяется.

#### Список литературы

1. Кирия Р.В. К вопросу об истечении сыпучего груза из бункера со щелевым отверстием / Р.В. Кирия, В.Ю. Максютенко, Д.Д. Брагинец, Б.И. Мостовой // Геотехническая механика: Межвед. сб. научн. тр. / ИГТМ НАНУ. - Днепропетровск, 2008 - Вып. 80. - С. 351-362.
2. Кирия Р.В. Истечение сыпучего груза из бункера с боковым щелевым отверстием / Р.В. Кирия, Д.Д. Брагинец, Б.И. Мостовой // Сборник научных трудов Национального горного университета. - Днепропетровск. - 2009. - № 34. - С. 114-122.
3. Макеев А.В. Исследование влияния вибрации на пропускную способность бункеров // Известия вузов. Горный журнал. - 1970. - №1. - С. 31-35.
4. Гончаревич И.Ф., Сергеев П.А. Вибрационные машины в строительстве основы теории, проектирования, расчета. - М.: Матгиз, 1963. - 311с.
- 5 Варсанюфьев В.Д. Вибрационные бункерные устройства на горных предприятиях. - М.: Недра, 1987. - 183 с.
6. Потураев В.Н. Вибрационные транспортирующие машины / В.Н. Потураев, В.П. Франчук, А.Г. Червоненко. - М.: Машиностроение, 1964. - 271 с.
7. Блехман И.И. Что такое вибрация ? - М.: Наука, 1988. - 208 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Ширіним Л.Н.  
Надійшла до редакції 22.03.2010*

## ОСОБЕННОСТИ ВЛИЯНИЯ СКОРОСТИ ДВИЖЕНИЯ НА ПСИХОЭМОЦИОНАЛЬНОЕ СОСТОЯНИЕ ВОДИТЕЛЕЙ БОЛЬШЕГРУЗНЫХ КАРЬЕРНЫХ АВТОСАМОСВАЛОВ В УСЛОВИЯХ ВОЛЬНОГОРСКОГО ГМК

Проведено исследование скоростных режимов большегрузных карьерных автосамосвалов и определены особенности влияния неблагоприятных эмоциональных напряжений и психических перегрузок на водителя большегрузного карьерного автосамосвала.

Проведено дослідження швидкісних режимів великовантажних кар'єрних автосамоскидів і визначені особливості впливу несприятливої емоційної напруги і психічних перевантажень на водія великовантажного кар'єрного автосамоскида.

Research of the speed modes of heavy off-highway trucks is conducted and the features of unfavorable emotional tensions and psychical overloads influence on the driver was considered.

**Введение.** Каждый год на крупных карьерах Украины происходит в среднем 40 аварий в том числе со смертельным исходом из-за столкновения между карьерными автосамосвалами и другими машинами. При этом горно-металлургические предприятия несут значительные расходы, направленные на ремонт и закупку дорогого горнотранспортного оборудования. Одной из причин сложившейся ситуации является рост интенсивности движения и изменение состава транспортного потока в карьерах. Водители автосамосвалов в процессе работы испытывают на себе значительные психические, физические и эмоциональные напряжения и перегрузки, что зачастую является причиной возникновения аварий. Предотвращение таких аварий, устранение вредных и опасных факторов на рабочих местах, создание средств оперативного контроля охраны труда водителей карьерных автосамосвалов является актуальной научно-практической задачей, которая совпадает с направлениями Национальной Программы улучшения состояния безопасности, гигиены труда и рабочей среды, утвержденной КМ Украины 10.10.2001г. № 1320.

Одной из задач стоящих при разработке системы оперативного контроля охраны труда водителей большегрузных автосамосвалов является исследование особенностей психоэмоционального состояния водителей во время работы, при проезде участков дороги с различной горизонтальной дальностью видимости, а также при различных скоростных режимах движения автосамосвала.

**Анализ последних достижений.** Уровень безопасности движения мобильного горнотранспортного оборудования в значительной степени определяется дорожными условиями и общим физическим состоянием водителей. Развитие утомления связано с нервно-психическим напряжением, которое, в свою очередь, зависит от скорости поступления информации о дорожно-транспортной ситуации, попадающей в поле зрения водителя. Интенсивность поступления информации тем выше, чем больше скорость движения и короче отрезок времени, в течение которого водитель должен ее воспринять и переработать.

Недостаточная видимость ограничивает поле зрения водителя и сокращает время приема информации. Для приведения быстроты поступления информации в соответствие со своими возможностями водители обязаны снижать скорость движения. Если проезд участков дороги с ограниченной видимостью осуществляется без снижения скорости, то у водителя возникает значительное нервно-психическое напряжение. Работа автотранспорта в карьере ведется в интенсивном режиме, что также способствует быстрому утомлению и увеличению вероятности ошибок.

Вопросам исследования безопасности труда водителей транспортных средств посвящено много различных исследований [1,2,3], а вопросы безопасности труда водителей большегрузных карьерных автосамосвалов рассмотрены в работах [4,5,6]. В частности ряд авторов рассматривают вопросы эмоционального состояния водителей во время движения транспорта и методику его оценки [7]. Влияние скорости проезда участков дорог с ограниченной видимостью на изменение функционального состояния водителей [8] определяется регистрацией пройденного пути, скорости и интенсивности движения, изменения дорожно-транспортной ситуации путем снятия электрокардиограммы и окулограммы водителей и значений кожно-гальванической реакции в специально ходовой лаборатории. В этих работах в качестве факторов функционального состояния водителя для исследования были выбраны *эмоциональная напряженность* характеризующая особенности психической деятельности в сложных условиях и выражаемая частотой пульса относительно фона, и *информационная перегрузка* как мера утраты мозгом способности адекватно воспринимать и перерабатывать всю поступающую информацию. Установлены зависимости влияния скорости движения автосамосвала на эти факторы в виде графиков (рис. 1, рис. 2).

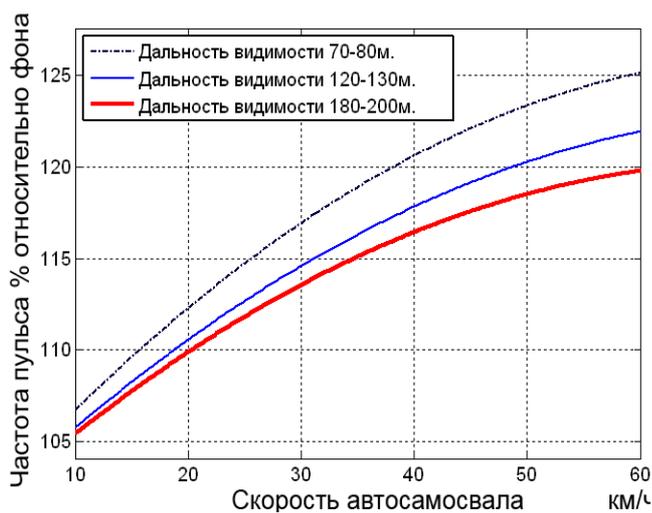


Рис. 2. Изменение информационной перегрузки водителя при различной скорости движения автосамосвала

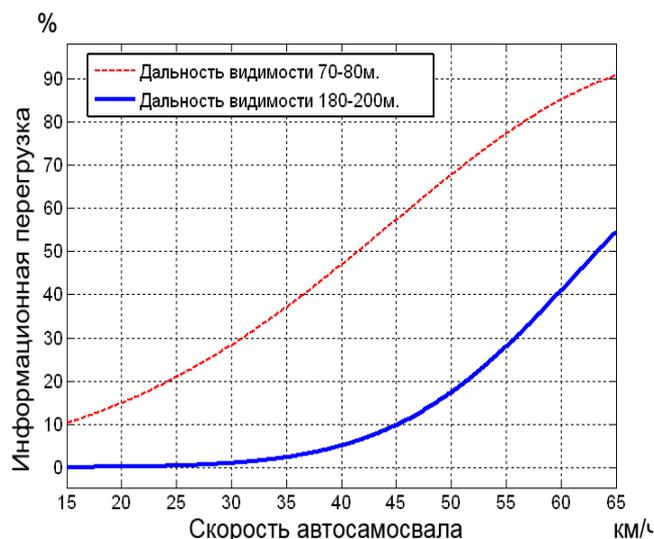


Рис.1. Изменение эмоциональной напряженности водителя при различной скорости движения автосамосвала

Однако для большегрузных карьерных автосамосвалов вопрос влияния скорости движения на психоэмоциональное состояние водителей во время работы в карьерах до настоящего времени изучен недостаточно.

**Формулирование целей статьи, постановка задач.** Целью работы является исследование особенностей влияния скорости движения на психоэмоциональное состояние водителей большегрузных автосамосвалов в условиях Вольногорского ГМК.

При этом были поставлены следующие задачи:

- Исследовать скоростной режим работы большегрузных автосамосвалов в условиях карьеров Вольногорского ГМК и определить функцию распределения вероятностей для скорости большегрузного автосамосвала БелАЗ-7548 в случайной выборочной совокупности за год при дальности видимости 70-80 м, при 120-130м, при 180-200м;

- Определить зависимости влияния скорости движения на эмоциональную напряженность водителя и определить функцию распределения вероятностей пребывания водителя в состоянии эмоциональной напряженности в условиях карьеров Вольногорского ГМК;

- Определить аналитические формы влияния скорости движения на изменения информационной перегрузки водителя и определить функцию распределения вероятностей пребывания водителя в состоянии информационной перегрузки в условиях Вольногорского ГМК;

**Изложение основного материала исследований.** Исследование скоростных режимов работы большегрузных автосамосвалов было проведено в условиях карьеров Вольногорского ГМК, где в качестве транспортного оборудования применяются автосамосвалы БелАЗ-7548 грузоподъемностью 40 т. Для исследования скоростных режимов большегрузных автосамосвалов были проведены натурные наблюдения на карьерах значений скоростей движения 29 автосамосвалов в различных условиях видимости и их обработка с помощью методов математической статистики.

Замеры скоростей движения автосамосвала были использованы дифференциальные GPS приемники и радиооборудование системы диспетчеризации в карьере, что позволило осуществить:

- вычисления в реальном времени местоположения и скорости движения каждого автосамосвала;

- передачу информации о местоположении и скорости движения каждого автосамосвала и её накопление в компьютерной базе данных.

Для определения значений горизонтальной дальности видимости были использованы метеоданные по метеостанции г.Волногорска за 2009 год.

Ввод, хранение, выборка и обработка экспериментальных данных была проведена с использованием базы данных «Interbase».

Для определения распределения вероятностей скоростей обработано более 65000 значений экспериментальных данных, которые были отобраны при дальности горизонтальной видимости соответственно 70-80 м, 120-130 м и 180-200 м. На рис. 3 приведены графики функций распределения вероятностей для скорости автосамосвала БелАЗ-7548, определенные методом наименьших квадратов. Для

подбора функций рассмотрены различные варианты кривых, и установлено, что с наибольшей точностью для инженерных расчетов распределения выбранных данных описываются кривой Гаусса.

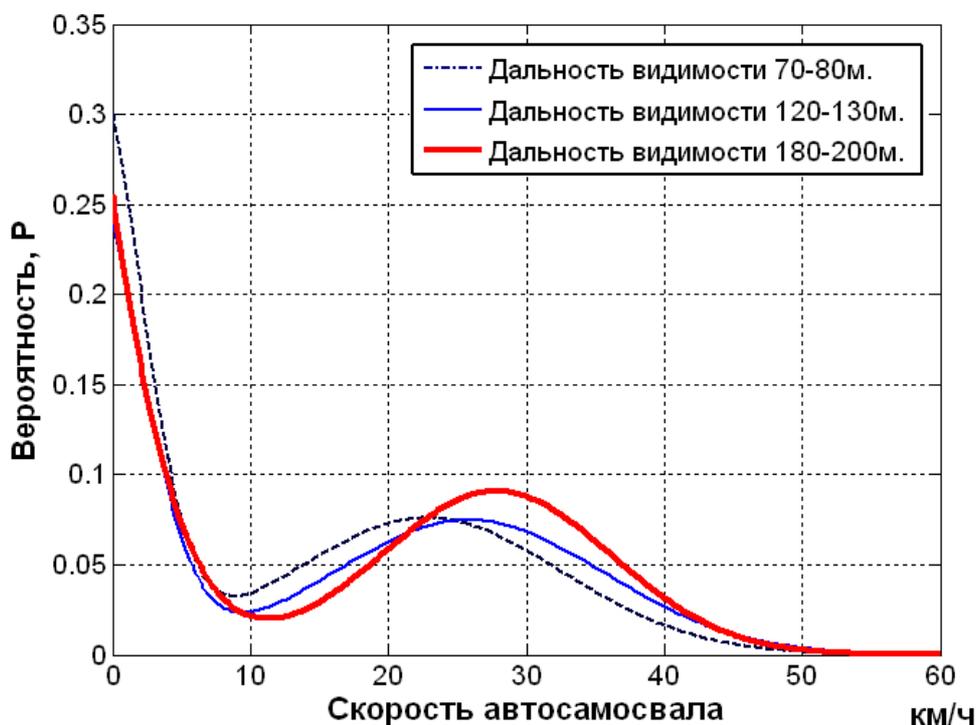


Рис. 3. Функции распределения вероятностей для скорости автосамосвала при различных условиях видимости

Были определены математические ожидания выборок и локальные экстремумы функций распределения скоростей. Также были вычислены вероятности превышения предельно допустимой скорости, которая установлена инструкцией по технике безопасности водителей большегрузных автосамосвалов Вольногорского ГМК на уровне 40 км/ч (табл. 1).

Таблица 1

Параметры выборок скоростей для различных условий видимости

Выборка для дальности видимости, м	Математическое ожидание выборки, км/ч	1й локальный минимум	2 локальный максимум	Вероятность превышения 40 км/ч
70-80	17.96	8,8173	22,8	0,027
120-130	19.52	9.4077	25,8	0,03
180-200	21.34	11.3097	27,87	0,031

Функции распределения имеют по 2 локальных максимума и по 2 локальных минимума. Первый локальный максимум находится на оси ординат при скорости 0 км/ч. Он объясняется простоями большегрузных карьерных автосамосвалов, ожиданиями загрузки-разгрузки автосамосвалов. Следующий локальный максимум у функций распределения наблюдается при значениях ско-

рости 22,8-27,87 км/ч, что объясняется преимущественным выбором водителями такой скорости движения в условиях карьеров. Вероятность превышения установленной предельной скорости 40 км/ч составляет 2.7-3.1 %.

Получены аналитические выражения функций распределения вероятностей:

- Для дальности видимости 70-80м функция распределения вероятностей определяется выражением (с коэффициентом детерминации R-квадрат равным 0.9892)

$$P_1(v) = 0.328 \cdot \exp\left(-\frac{v+1.636}{5.11}\right)^2 + 0.076 \cdot \exp\left(-\frac{v-22.8}{13.88}\right)^2 \quad (1)$$

- Для дальности видимости 120-130м функция распределения вероятностей определяется выражением (с коэффициентом детерминации R-квадрат равным 0.9868)

$$P_2(v) = 0.277 \cdot \exp\left(-\frac{v+2.185}{5.7}\right)^2 + 0.075 \cdot \exp\left(-\frac{v-25.8}{14}\right)^2 \quad (2)$$

- Для дальности видимости 180-200м функция распределения вероятностей определяется выражением (с коэффициентом детерминации R-квадрат равным 0.9749):

$$P_3(v) = 0.796 \cdot \exp\left(-\frac{v+10.95}{10.26}\right)^2 + 0.09 \cdot \exp\left(-\frac{v-27.87}{11.84}\right)^2 \quad (3)$$

Регрессионный анализ зависимостей, приведенных на рис. 1 и рис. 2 позволил получить следующие аналитические выражения влияния скорости на эмоциональную напряженность и информационную перегрузку:

- Влияние скорости движения на эмоциональную напряженность при дальности видимости 70-80м может быть (с коэффициентом детерминации R<sup>2</sup> равным 0.9971) определено как

$$P_{напр.1}(v) = -0.0048 \cdot v^2 + 0.7 \cdot v + 100.1 \quad (4)$$

- для дальности видимости 120-130м выражение имеет вид (R<sup>2</sup> = 0.9968)

$$P_{напр.2}(v) = -0.004 \cdot v^2 + 0.6 \cdot v + 100.1 \quad (5)$$

- для дальности видимости 180-200м (R<sup>2</sup> = 0.9974)

$$P_{напр.3}(v) = -0.004 \cdot v^2 + 0.57 \cdot v + 100.1 \quad (6)$$

- Изменение информационной перегрузки в зависимости от скорости автосамосвала при дальности видимости 70-80м может быть определено (R<sup>2</sup> = 0.9981) как

$$P_{перегр.1}(v) = 93.5 \cdot \exp\left(-\frac{x-71.6}{38.1}\right)^2 \quad (7)$$

- для дальности видимости 180-200м (R<sup>2</sup> = 0.9952)

$$P_{перезр.2}(v) = 73.3 \cdot \exp\left(-\frac{x - 77.5}{22.9}\right)^2 \quad (8)$$

Сопоставив функции распределения вероятностей для скорости большегрузного карьерного автосамосвала и зависимостей влияния скорости на психоэмоциональную напряженность водителя при соответствующих условиях видимости, были получены функции распределения вероятностей для пребывания водителя автосамосвала в неблагоприятном для безопасности труда психоэмоциональном состоянии.

На рис. 4 отображены функции распределения вероятностей для психоэмоционального напряжения водителей большегрузных автосамосвалов БелАЗ-7548 в условиях карьеров Вольногорского ГМК. Эти функции бимодальны, так как имеют по 2 максимума в своей области определения.

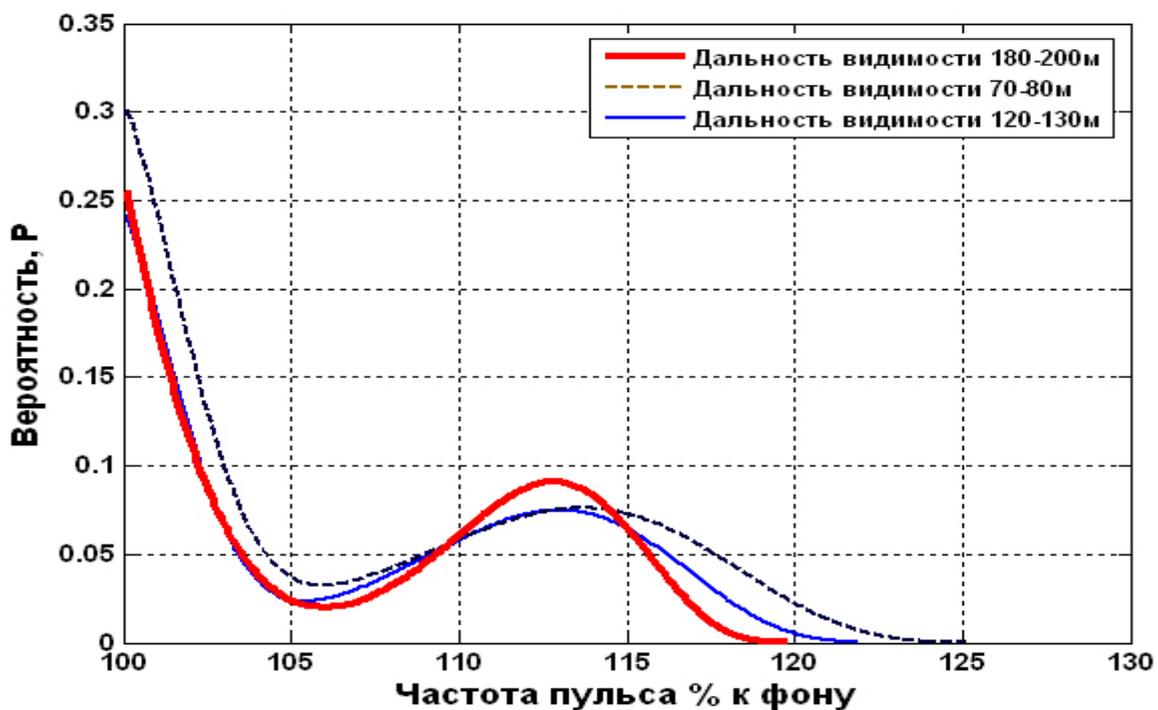


Рис. 4. Функции распределения вероятностей для эмоциональной напряженности водителей большегрузных автосамосвалов БелАЗ-7548 в условиях карьеров ВГМК

Анализ полученных функций распределения вероятностей для эмоциональной напряженности водителей большегрузных автосамосвалов показал, что водители карьерных автосамосвалов большую часть времени находятся в состоянии незначительного эмоционального напряжения, однако велико и время нахождения в состоянии эмоциональной напряженности, характеризующейся частотой пульса 112.7-114 % относительно фоновых замеров.

На рис. 5 приведены полученные функции распределения вероятностей для информационной перегрузки водителей при различных условиях видимости.

Как видно из графика вероятность неблагоприятной информационной перегрузки значительно больше при дальности видимости 70-80м.

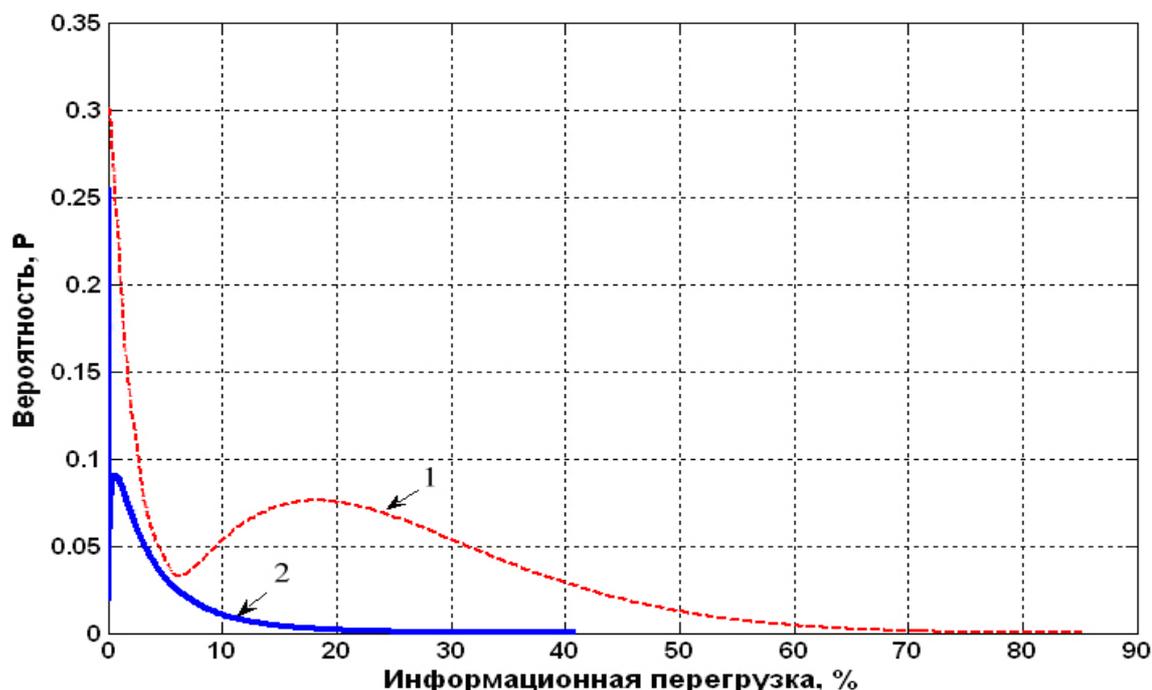


Рис.5. Функции распределения вероятностей для информационной перегрузки водителей большегрузных автосамосвалов: 1 – при дальности видимости 70-80 м; 2 – при дальности видимости 180-200м

Анализ полученных зависимостей позволил установить, что при дальности видимости 70-80 м возникает значительная вероятность пребывания водителя автосамосвала в состоянии существенной информационной перегрузки, что способствует быстрому утомлению водителя, и для предотвращения чего следует ограничить скорость движения автосамосвалов при таких условиях видимости.

**Выводы.** В работе был исследован скоростной режим работы большегрузных автосамосвалов в условиях Вольногорского ГМК, проанализированы особенности распределения вероятностей для скорости автосамосвала при различных условиях видимости. Определены аналитические формы влияния скорости движения на эмоциональную напряженность водителя и функции распределения вероятностей пребывания водителя в состоянии эмоциональной напряженности а также в состоянии информационной перегрузки в условиях Вольногорского ГМК. Проведенные исследования показали, что вероятность воздействия эмоционального перенапряжения и информационной перегрузки на водителя большегрузного автосамосвала значительна, что требует введения мер по предотвращению или снижению воздействия этих факторов на функциональное состояние водителя.

### Список литературы

1. В.Ф. Бобков, Дорожные условия и безопасность движения: Учебник для вузов. – М.:Транспорт, 1992. – 288с.
2. Н. Е. Сакович, Улучшение охраны труда водителей сельскохозяйственных транспортных средств путем инженерно-технических мероприятий : дис. канд. техн. наук : 05.26.01.- Орел: 2006. - 195 с.
3. А.Н. Загородних, Т.И. Белова, Математическое моделирование условий и безопасности труда водителей самоходных машин // Механизация и электрификация сельского хозяйства.- М.:2006г., с.29-32.
4. С.Н. Зарипова, Влияние климатических факторов на условия эксплуатации и безопасность горнотранспортного оборудования// Горный журнал №2 .- М.:2007. – с. 102-106.
5. А.А. Хорешок, Д.В. Стенин, А.С. Фурман, Исследование скоростей движения карьерных автосамосвалов // Горное оборудование и электромеханика №5. – М.: 2009. – с. 48-49.
6. В.Л. Яковлев, В.Л.Могилат, Проблемы безопасной эксплуатации автомобильного транспорта на открытых горных работах. //Горный информационно-аналитический бюллетень №3 .- М.:МГГУ, 2004г., - с. 122-124.
7. Е.М. Лобанов, В.В. Новизенцев Методика оценки эмоционального состояния водителей с использованием психофизиологических показателей //Учет требований безопасности движения при проектировании дорог.- М.:МАДИ, 1975г.,с. 110-132.
8. Б.А.Щит, Н.Н. Чуклинов, Ограничение скорости движения на дорогах имеющих участки с недостаточной видимостью //Влияние скорости на режим и безопасность движения, сб. научных трудов. - М:МАДИ. – 1980г. – с. 64-69.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 14.04.10*

УДК 622.271.3

© С.П. Пушкин

## **СТАБИЛИЗАЦИЯ КАЧЕСТВА УГЛЯ В УСЛОВИЯХ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ**

Обоснован рациональный метод стабилизации качества добываемого угля в условиях сложноструктурных угольных залежей, базирующийся на взаимосвязи параметров выемки и угла падения пластов, рациональном распределении объемов добычи по добычным заходкам с учетом резерва производительности роторных экскаваторов, соблюдения требований по количественным и качественным показателям по разрезу, наличия нескольких групп потребителей.

Обґрунтований раціональний метод стабілізації якості вугілля, що добувається в умовах складноструктурних вугільних покладів, який базується на взаємозв'язку параметрів вибоїв і кута падіння пластів, на раціональному розподілу обсягів видобутку по добувним заходкам з урахуванням резерву продуктивності роторних екскаваторів, дотримання вимог по кількісним і якісним показникам за розрізами, наявності декількох груп споживачів.

Justified a rational method of stabilization of the coal mined in a complex structural coal deposits based on the relationship and the parameters extraction and corner of downs, the rational allocation of production to the mining attempts taking into account the reserve rotary excavator productivity, comply with the requirements of quantitative and qualitative indicators for the section, and the presence of several consumer groups.

Сжигание угля с нестабильным качеством на тепловых электростанциях вызывает снижение паровой мощности, абразивный износ поверхностей нагрева котлоагрегатов, ограничения производительности вспомогательного оборудования, увеличение эксплуатационных затрат на выработку электроэнергии и выбросов золы и других вредных веществ в атмосферу [1]. Наоборот, потребление однородного по качеству угля позволяет увеличить выработку электроэнергии, уменьшить удельный расход топлива.

Таким образом, для уменьшения загрязнения окружающей среды, рационального использования земель и запасов угля в недрах, повышения эффективной работы угольных карьеров и электростанций необходимо осуществлять мероприятия, направленные на стабилизацию качества добываемого угля.

В условиях сложноструктурных залежей однородность угля в вагонах зависит от взаимосвязи способов и параметров выемки и горно-геологических условий залегания пластов. Взаимосвязь между ними можно установить на основе имитационного математического моделирования на компьютере процесса отработки роторными экскаваторами различных типов сложных забоев, геологическая структура которых представлена математической моделью [4].

Для исследования были выбраны условия разработки сложноструктурных угольных залежей Экибастуского бассейна. В результате расчетов по геологическим картам забоев, обрабатываемых роторными экскаваторами различной мощности по различным технологическим схемам, установлены корреляционные зависимости, характеризующие изменение зольности добытого угля в зависимости от вида стружки, применяемого выемочно-погрузочного оборудования, которое определяет параметры экскаваторных блоков, и величины угла падения пластов.

При отработке добывающих заходов вертикальными стружками количество прослойков, загружаемых в вагон, определяется, с одной стороны, параметрами стружки (высотой, толщиной, шириной), с другой – их углом падения. Поэтому изменчивость качественных показателей угля по вагонам зависит от мощности экскаваторов (диаметра ротора) и условий залегания пластов.

При разработке пластов в диапазоне от 0 до 60...70° вертикальными стружками экскаваторами производительностью 1250...5000 м<sup>3</sup>/час коэффициент вариации повагонной зольности параболически зависит от величины угла падения пластов и на 10...30% меньше, чем при горизонтальных стружках (рис. 1).

Незначительное повышение эффективности стабилизации качества угля (на 3...5%) при разработке пластов с углом падения более 60° горизонтальными стружками объясняется большим влиянием на процесс усреднения угля серповидной стружки.

С увеличением угла падения пластов коэффициент вариации зольности угля при использовании экскаваторов типа ЭРП-1250 с диаметром ротора 6...7 м резко снижается, а при использовании экскаваторов типа ЭРШРД-5000 с диаметром ротора 13м - немного увеличивается (рис. 2).

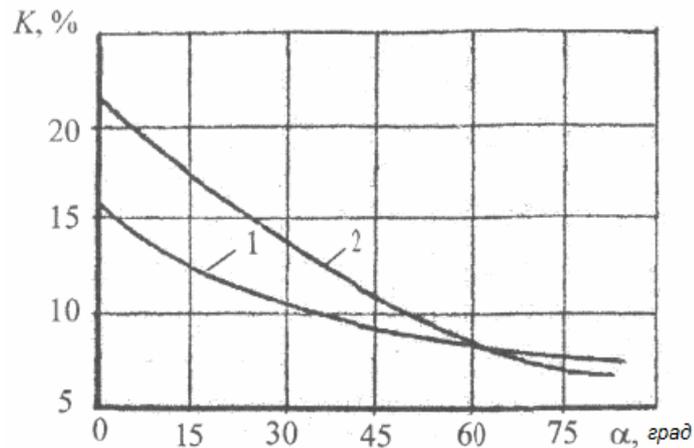


Рис.1. Зависимость коэффициента вариации зольности угля  $K$  от угла падения пластов  $\alpha$  при различных способах разработки сложноструктурного забоя: 1 – вертикальные стружки; 2 - горизонтальные стружки

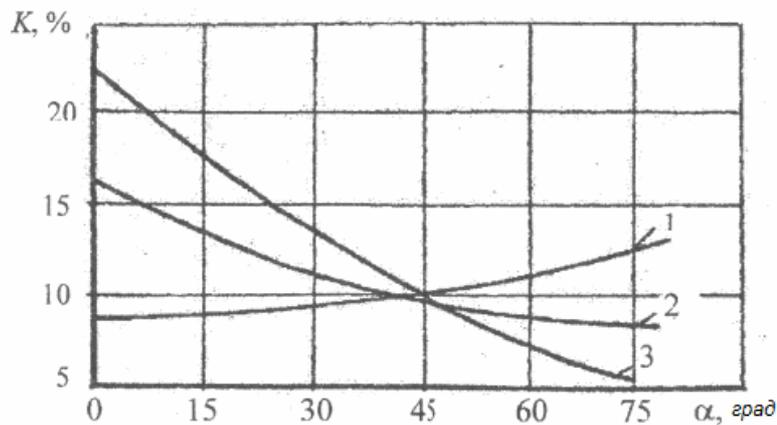


Рис. 2. Зависимость коэффициента вариации зольности угля  $K$  от угла падения пластов  $\alpha$  при разработке сложноструктурных забоев экскаваторами теоретической производительности 1250...5000 м<sup>3</sup>/ч: 1 - экскаватор ЭШРД-5000, 2 - экскаватор СРс (к) -2000; 3 - экскаватор ЭРП – 1250

Кривая зависимости коэффициента вариации зольности угля при использовании экскаваторов СРс(к) -2000 (2), диаметр ротора которого около 10 м, занимает промежуточное положение между кривыми (1) и (3). Это свидетельствует о закономерности увеличения изменчивости повагонной зольности угля с увеличением мощности экскаваторов, которые применяются при разработке пластов крутого залегания, и уменьшения коэффициента вариации зольности при использовании экскаваторов с большими размерами роторов для отработки пластов пологого залегания. То есть, коэффициент вариации повагонной зольности угля при разработке пластов с углом падения от 0 до 40...50° обратно пропорционален, а с углом падения более 50° прямо пропорционален высоте и толщине вертикальных стружек.

Повышение стабилизации качества угля при разработке пластов пологого и наклонного залегания более мощными экскаваторами обусловлено большим влиянием на изменчивость зольности высоты выемочного слоя, увеличение ко-

того приводит к забойному усреднению значительного количества прослойков. На пластах крутого залегания эффективность забойного усреднения в большей степени определяется шириной стружки, загружаемой в вагон, величина которой для экскаватора типа ЭРП-1250 ориентировочно вдвое больше, чем для экскаватора типа ЭРШД-5000. Поэтому для лучшей стабилизации по вагонной зольности угля разработку пластов наклонного залегания (с углом падения до 40...50°) необходимо выполнять мощными экскаваторами, а пласты крутого залегания - экскаваторами теоретической производительностью 1250 м<sup>3</sup>/час.

Дальнейшее повышение стабилизации качества добытого угля при использовании горнотранспортного оборудования и рациональной технологии разработки сложноструктурных забоев достигается оперативным управлением добычными работами в режиме усреднения качества, на стадии подготовки к которому предполагается решение задач текущего и оперативного планирования [6].

Решение задачи месячного планирования добычи угля осуществляется на основе цифровой модели месторождения или базы данных, включающей геологическую, маркшейдерскую и нормативно-справочную информацию. При этом учитывается положение фронта горных работ на начало планируемого периода и график планово-предупредительных ремонтов экскаваторов, перемещения железнодорожных путей, подготовленные запасы горной массы, плановые задания по объему и качеству угля и другие технико-экономические показатели.

В общем виде решение задачи сводится к определению оптимальных объемов добычи угля для каждого экскаватора на каждые сутки при условии достижения экстремального значения такого критерия:

$$F = \sum_{t=1}^T \sum_{l=1}^P \left( \frac{\sum_{i=1}^n K_{cit}^l V_{it} A_{it}^{d(l)}}{\sum_{i=1}^n V_{it}} - A^{d(l)} \right)^2 \rightarrow \min, \quad (1)$$

где  $T$ -число дней в периоде, который планируется;  $P$  - число групп потребителей;  $n$  - число экскаваторных заходок;  $K_{cit}^l$  - коэффициент соотношения угля  $l$ -ой группы потребителей в  $i$ -ой заходке в  $t$ -е сутки;  $V_{it}$  - план добычи угля для  $i$ -го экскаватора в  $t$ -е сутки, т/сутки;  $A_{it}^{d(l)}$  - зольность угля  $l$ -ой группы потребителей в  $i$ -ой заходке в  $t$ -е сутки, %;  $A^{d(l)}$  - плановое значение средней зольности угля по карьере по  $l$ -ой группе потребителей.

Минимизация критерия (1) выполняется при следующих ограничениях:

- обеспечение плана добычи на карьере по каждой группе потребителей на  $t$ -сутки;
- учета пропускной способности транспортных коммуникаций и равномерности распределения объемов добычи для каждого экскаватора в течении всего периода планирования;
- выполнение экскаваторами месячных объемов добычи, а карьером - заданных качественных показателей.

На уровне суточного и сменного планирования добычных работ возникает необходимость корректировать объемы добычи по экскаваторам из-за изменений геологических характеристик обрабатываемых забоев, (зольности угля, коэффициентов соотношения различных групп, коэффициентов внутренней вскрыши), вследствие аварийных остановок экскаваторов, отклонения объемов добычи угля от месячного план - графика. Поэтому на этом уровне планирования решается задача межзабойного усреднения угля.

Задача межзабойного усреднения угля решается на основе геолого-технологических карт забоев. Количественные и качественные показатели угля согласно принятой технологии рассчитываются при помощи имитационного модели процесса разработки сложного забоя [4].

При отсутствии сведений о поступлении вагонов Министерства транспорта, в которых перевозится уголь к электростанциям, необходимо стремиться к максимальному выполнению объема добычи угля по карьере:

$$\sum_{i=1}^n V_i \rightarrow \max. \quad (2)$$

При этом производительность каждого экскаватора не должна быть больше максимально возможного значения и меньше минимально необходимого значения; необходимым условием является выполнение плана добычи угля по каждой группе по карьере и по каждому добывающему участку, учета пропускной способности транспортных коммуникаций карьера и ограничений с заданными качественными показателями.

При известном количестве поступающих вагонов решение задачи сводится к оптимальному распределению известного объема добычи угля по забоям.

Как функция цели применяется выражение:

$$\sum_{i=1}^n K_{ci}^l V_i (A_i^{d(l)} - A^{d(l)})^2 \rightarrow \min \quad (3)$$

Кроме приведенных выше ограничений, в модели учитывают работу аккумуляемых и усреднительных складов по каждой группе потребителей.

В результате решения задачи методом линейного программирования определяются оптимальные объемы добычи в каждом добывающем забое.

На втором уровне планирования решается задача усреднения угля в отправительских маршрутах. Решение задачи сводится к расчету графика работы железнодорожного транспорта, который позволяет выявлять последовательность подачи в забои угольных и породных эшелонов, а также формировать на углеборочных станциях карьеров маршруты с минимальными отклонениями средневзвешенной зольности от планового значения при наименьших затратах времени. График является основой оперативного управления добывающими работами в режиме усреднения угля.

Обоснование рационального метода стабилизации качества добытого угля, резерва производительности экскаваторов, количества отправочных путей на углеборочной станции карьера осуществляется по минимуму суммарных затрат на добычу, транспортировку, сжигание угля с учетом колебаний качественных показателей и замыкающих (компенсационных) затрат на производство равного количества электроэнергии.

Суммарные затраты целесообразно определять на основе имитационного моделирования на компьютере процесса функционирования добывающего выемочно-транспортного комплекса карьера. Моделирование выполняется с использованием конкретной схемы транспортной сети карьера по суткам отдельных месяцев на основе графика планово-предупредительных ремонтов экскаваторов [7].

Исходной информацией являются данные о фактической динамике работы оборудования и зольности угля по заходках при эффективной технологии их разработки. Производительность экскаваторов, зольность угля в эшелонах, количество и время прибытия вагонов на углеборочную станцию и в карьер на каждом шаге моделирования разыгрываются с помощью датчиков случайных чисел исходя из установленных законов распределения.

Моделирование процесса функционирования выемочно-транспортного комплекса продолжается до полной загрузки разыгранных генератором случайных чисел эшелонов, которые поступили в карьер за сутки.

Для сравнительной оценки различных вариантов стабилизации качества угля моделирование выполняется в несколько этапов. На первом этапе специальное распределение объемов добычи угля по забоям и маршрутам с целью стабилизации его качества не происходит. На следующих этапах в алгоритм модели последовательно вводятся блоки междузабойного усреднения угля и усреднения угля в маршрутах. В первом из них распределяются объемы добычи между экскаваторными забоями, во втором происходит последовательный перебор вариантов формирования маршрутов из эшелонов с разной зольностью при исполнении ограничений на продолжительность простоя вагонов Министерства транспорта в карьере, выполнение требуемых качественных показателей по группам потребителей, технологии формирования маршрутов и т.п. Моделирование осуществляется при разных количествах экскаваторов и отправочных путей на углеборочной станции карьера.

По результатам моделирования строятся зависимости среднеквадратического отклонения зольности угля по маршрутам, продолжительности простоев вагонов, изменений расходов по карьере и на электростанциях от коэффициента резерва производительности экскаваторов и количества отправочных путей на углесборочной станции карьера.

Коэффициент резерва производительности экскаваторов

$$K_p = \sum_{i=1}^n Q_i / Q_k,$$

где  $Q_i$  - производительность  $i$ -го экскаватора, млн т;  $Q_k$  - производственная мощность карьера, млн т.

Выбор рационального резерва производительности оборудования осуществляется одновременно с обоснованием рационального варианта стабилизации качества угля на основе технико-экономических расчетов.

Расчеты, выполненные для горнотехнических условий сложноструктурных залежей Экибастуского бассейна, позволили определить, что при разработке мощных сложных пластов роторными экскаваторами усреднение угля в мар-

шрутах и оптимальное распределение объемов добычи угля по заходках даже без подключения резервных экскаваторов и строительства вспомогательных путей на углеборочной станции карьера позволит снизить изменчивость зольности угля соответственно на 12 и 20%. При этом средние квадратичные отклонения маршрутной зольности и продолжительность простоя вагонов на углеборочной станции карьера гиперболически зависят от коэффициента резерва производительности экскаваторов и количества отправных путей и уменьшаются с увеличением последних (рис. 3, а). Это вызывает, соответственно, снижение удельных расходов топлива и улучшение технико-экономических показателей работы электростанций, сокращение расходов на простои вагонов и повышение эффективности работы карьеров. С другой стороны, увеличение резерва производительности горнотранспортного оборудования повышает расходы по карьере (рис. 3, б), но уменьшает расходы на электростанциях.

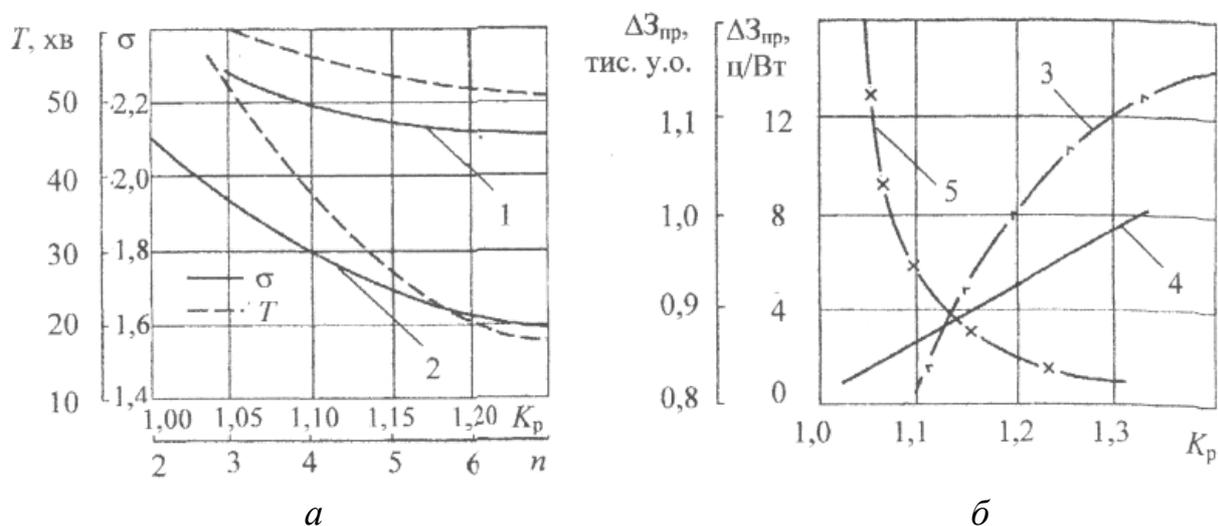


Рис. 3. Зависимость среднего квадратичного отклонения  $\sigma$  и продолжительности простоя вагона  $T$  от количества отправочных путей  $n$  (1) и коэффициента резерва производительности экскаваторов  $K_p$  (2); изменение сокращения расходов на простои вагонов  $\Delta Z_{пр}$  на 1 млн т добытого угля (3), изменение затрат  $\Delta Z$  по карьере (4) и на электростанции (5)

Рациональный метод стабилизации качества угля обосновывается при условии минимизации суммарных затрат на производство электроэнергии.

На основании расчетов установлено, что выбор рационального метода в значительной степени определяется резервом производительности роторных экскаваторов.

Эффективным является сочетание способов стабилизации качества угля. Целесообразно сочетать распределение объемов добычи угля по заходкам с его усреднением в маршрутах при резерве производительности экскаваторов 10...20% и наличии 4...5 запасных отправочных путей на углеборочной станции карьера (рис. 4). Это дает возможность уменьшить среднее квадратичное отклонение зольности угля по маршрутам на 30...35%, сократить продолжительность простоев вагонов на углеборочной станции на 35...40%, снизить затраты на добычу угля с последующим его сжиганием на электростанциях на 4...6%.

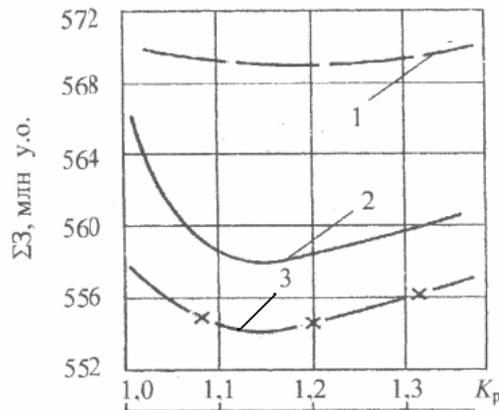


Рис. 4. Изменение суммарных приведенных затрат на производство электроэнергии  $\Sigma Z$  при разных вариантах стабилизации качества угля: 1 - усреднение угля в маршрутах; 2 - межзабойное усреднение угля; 3 - сочетание указанных способов

### Выводы

1. Валовая разработка сложноструктурных угольных пластов с углом падения от 0 до 60...70° вертикальными стружками обеспечивает в сравнении с разработкой горизонтальными стружками снижение коэффициента вариации повагонной зольности на 10...30 %, а с углом падения, большим 70°, коэффициент вариации зольности угля отличается незначительно.

2. При валовой выемки угля из сложноструктурных пластов повышения стабилизации качества достигается использованием экскаваторов с диаметром ротора 10...13 м на участках с углом падения залежей от 0 до 40...50° и экскаваторов с диаметром ротора 6...7 м - на участках с углом падения залежи в диапазоне 50...90°.

3. Рациональное распределение объемов добычи угля по добывающим заходкам и отправительских маршрутах при помощи решения задач месячного и оперативного планирования добычных работ в режиме усреднения угля позволяет снизить изменчивость зольности угля соответственно на 20 и 12%.

4. В условиях сложноструктурных залежей целесообразно сочетать распределение объемов добычи угля по заходкам с его усреднением в маршрутах при резерве производительности экскаваторов 10...20% и наличии 4...5 резервных отправочных путей на углесборочной станции карьера, обеспечивающего уменьшение изменчивости зольности угля по маршрутам на 30...35%, сокращение длительности простоев вагонов на углесборочной станции на 35...40%, снижение расходов на добычу угля с последующим его сжиганием на электростанциях на 4-6% .

### Список литературы

1. Дахов А. И., Михайловский Ю. М. Некоторые проблемы, возникающие при сжигании низкосортных топлив на ТЭС // Электрические станции. - 1983. - №3.-С. 14-18.
2. Шаль Р. Р. Обоснование рациональной технологической схемы усреднения угля сложноструктурных пластов, разрабатываемых роторными экскаваторами:... Дис. канд. техн. наук. - М., 1984. - 218 с.

3. Кузин Ю. С, Разработка технологических схем и методов расчета усреднительных складов угля для разрезов большой производственной мощности: Дис...канд. техн. наук. -М., 1985. - 180 с.
4. Беляков Ю. Й. Проектирование экскаваторных работ. – М.: Недра, 1983.-349с.
5. Кривцов М. В., Пушкін С.П. Планування видобутку вугілля в режимі усереднення якості при розробці складноструктурних пластів // Проблеми охорони праці в Україні. - Зб. наук. праць.-Вип. 13.-К: ННДІОП. - 2007. - С. 104-112.
6. Пушкин С. Я. Оперативное планирование работы транспорта при отработке сложных угольных пластов // Технологические процессы открытых горны работ и их совершенствование. Научн. сообщ./ ИГД им. А А. Скочинского. -Вып. 211.- 1982. -С. 38-43.
7. Кривцов М. В., Ковалевич С. В., Пушкін С. П. Комп'ютерне моделювання процесу функціонування добувного виймально-транспортного комплексу кар'єру // Проблеми охорони праці в Україні. -Вип. 12.-К.: ННДІОП.-2006.-С. 91-96.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зберовським О.В.  
Надійшла до редакції 22.02.10*

УДК 622.6:622.33.012.2

© А.Я. Рыбалко

## **ПЕРВИЧНЫЕ ПАРАМЕТРЫ ТЯГОВОЙ СЕТИ ДЛЯ ИНДУКТИВНОЙ ПЕРЕДАЧИ ЭЛЕКТРОЭНЕРГИИ ПЕРЕДВИЖНЫМ ПОТРЕБИТЕЛЯМ**

Рассмотрена двухпроводная тяговая сеть системы электроснабжения передвижных потребителей. Получены выражения для определения полного сопротивления многопроволочных проводов трубчатого сечения тяговой сети для диапазона частот 5000-10000 Гц с учетом проявления поверхностного эффекта и эффекта близости.

Розглянута двухпроводна тягова мережа системи електропостачання пересувних споживачів. Отримані вирази для визначення повного опору багатопроволочних проводів трубчатого перетину для діапазону частот 5000-10000 Гц з врахуванням поверхневого ефекту та ефекту близькості.

The two-wire traction network of system of an electrical supply of mobile consumers is considered. Expressions for definition of full resistance of multiwire wires of tubular section of a traction network for a range of frequencies of 5000-10000 Hz taking into account display of superficial effect and effect of affinity are received

**Предмет исследования.** Рассматриваем основной элемент системы электроснабжения для передачи электроэнергии по индуктивной связи передвижным потребителям – тяговую сеть. Это двухпроводная замкнутая на конце линия с ограниченной длиной ( $l \leq 10$  км), выполненная специальным проводом. Структура провода для использования на токах повышенной частоты общеизвестна [13]; она представляет собой полую проводящую трубу в диэлектрической среде: наружная оболочка исполнена из диэлектрика, трубчатый проводник цилиндрической формы, внутренняя центральная часть заполнена диэлектриком. Конструкция провода для тяговой сети, прокладываемой в условиях угольных шахт, нами отработана экспериментально, опробована в процессе приемочных испытаний и продолжительной опытной эксплуатации [6,

12]: стенку трубы образуют повивы из отдельных медных проволочек диаметром  $d_0=0,6\cdot 10^{-3}$  м без лакового покрытия; конструктивные размеры провода:  $r_1 = 9\cdot 10^{-3}$  м,  $r_2 = 12\cdot 10^{-3}$  м, диэлектрика  $r_3 = 16\cdot 10^{-3}$  м; толщина стенки проводящей трубы соответственно  $h = 3\cdot 10^{-3}$  м, средний радиус проводящего слоя  $r_{cp} = (r_1 + r_2)/2 = 10,5\cdot 10^{-3}$  м; расстояние между проводами  $b = 0,4$  м. Между образующими повив проволочками имеет место гальваническая связь.

Для решения задач проектирования необходимо знать продольные первичные параметры тяговой сети - удельные активное сопротивление  $r_0$  и индуктивность  $L_0$ . Эти параметры составляют продольное сопротивление  $Z_0 = R_0 + j\omega L_0$  (в  $R_0$  учитывается прямой и обратный провода, индуктивность  $L_0 = 2L_i + L_{en}$ , где  $L_i$  - внутренняя индуктивность;  $L_{en}$  - внешняя индуктивность). Их определение является сложной задачей из-за необходимости учета ряда факторов и оценка весомости допущений.

Энергия передается электромагнитным полем тока повышенной частоты и в определении комплексного полного продольного сопротивления линии необходимо в первую очередь оценить действенность проявления электрического поверхностного эффекта для трубчатого проводника и взаимного влияния прямого и обратного проводов (эффект близости). Это и является предметом исследования.

**Особенности рассматриваемых электромагнитных процессов.** Первоначально будем рассматривать проводящий слой провода как сплошную проводящую трубу, имеющую толщину  $h$ , а наличие «скрутки» из отдельных круглых проволочек учтем с помощью коэффициента заполнения. Таким образом, активное сопротивление трубчатого проводника запишется как  $R_a^c = R_a \cdot f(c_0)$ , где  $R_a$  - активное сопротивление сплошной проводящей трубы;  $f(c_0)$  - функция, учитывающая коррекцию сопротивления  $R_a$  с помощью коэффициента заполнения  $c_0$ .

Внешнее электромагнитное поле проникает из диэлектрика в проводящий слой трубы и распространяется в нем. Длина волны в диэлектрике определяется как  $\lambda = 3\cdot 10^8 / (f\sqrt{\varepsilon})$ , м, где  $f$  - частота электромагнитного поля;  $\varepsilon$  - относительная диэлектрическая проницаемость диэлектрического слоя; проводимость диэлектрического слоя принимаем равной нулю ( $\gamma = 0$ ).

Электромагнитная волна, переходящая первую границу раздела сред «диэлектрик - проводящий слой», представляет собой прямую электромагнитную волну. Если проводящий слой «прозрачен» для электромагнитного поля, то электромагнитная волна далее переходит из проводящего слоя в диэлектрик. При этом она пересекает вторую границу раздела сред «проводящий слой - диэлектрик». Здесь может возникнуть отраженная электромагнитная волна, которая будет направлена от диэлектрика внутрь проводящего слоя. Картина электромагнитного поля в проводящем слое будет как результат наложения прямой и отраженной электромагнитных волн. При распространении плоских электромагнитных волн в проводящем слое происходит затухание каждой слагающей

волны по экспоненциальному закону  $H(x) = H_\tau e^{-\alpha x}$  и  $E(x) = E_\tau e^{-\alpha x}$ , где  $H_\tau$  и  $E_\tau$  - значения напряженностей магнитного и электрического полей на поверхности раздела сред (диэлектрик – проводящий слой);  $x$  - расстояние в направлении перемещения волны.

Если электромагнитная волна проходит внутрь проводящего слоя расстояние  $\delta = 1/\alpha$ , то амплитуда волны убывает в  $e^{\alpha\delta} = e$  раз. Это расстояние определяют как глубину проникновения [1]. В действительности электромагнитное поле проникает в проводящий слой на большую глубину при более существенном затухании амплитуды.

В проводящем слое имеет место существенное укорочение длины электромагнитной волны  $\lambda = 2\pi/\beta$  и замедление ее перемещения  $V_\phi = \omega/\beta$ , где  $\beta = \sqrt{0,5\omega\mu\mu_0\gamma}$ . Таким образом, процесс распространения электромагнитной волны в проводящем слое характеризуется зависимостями:

- длина волны  $\lambda = 3162/\sqrt{\mu\gamma \cdot f}$ , м;
- фазовая скорость волны  $V_\phi = 3162\sqrt{f/\mu\gamma}$ , м/с;
- глубина проникновения  $\delta = 500/\sqrt{f \cdot \mu\gamma}$ , м.

Из приведенных в табл. 1 основных величин, характеризующих электромагнитное поле в проводящем слое и диэлектрической оболочке (для значений частот:  $f_1 = 5000$  Гц и  $f_2 = 10000$  Гц), следует, что в проводящей среде резко сокращаются длина волны ( $\lambda_\gamma$ ) и скорость распространения ( $V_{\phi\gamma}$ ).

Таблица 1

№ пп	$f_1$ , Гц	$\lambda_\gamma$ , м	$\delta_\gamma$ , м	$V_{\phi\gamma}$ , м/с	$\lambda_\varepsilon$ , м
1	$5 \cdot 10^3$	$5,92 \cdot 10^{-3}$	$0,94 \cdot 10^{-3}$	29,61	$3,87 \cdot 10^4$
2	$1 \cdot 10^4$	$4,2 \cdot 10^{-3}$	$0,66 \cdot 10^{-3}$	41,75	$1,94 \cdot 10^4$

При передаче электромагнитной энергии по двухпроводной тяговой сети между проводами действует напряжение, обуславливающее внешнее электромагнитное поле. Его радиальная составляющая напряженности электрического поля ( $\vec{E}_M$ ) совместно с напряженностью магнитного поля ( $\vec{H}_M$ ) создает продольную составляющую потока электромагнитной мощности (поток вектора Пойтинга  $\vec{P}_M$ ), поступающей на покрытие нагрузки передвижных потребителей ( $\vec{Z}_{не}$ ). Продольные составляющие напряженности электрического поля имеют место на поверхности проводящего слоя провода (например, в точке N, составляющая  $\vec{E}_N$ ) и обуславливают ответвление потока электромагнитной мощности ( $\vec{P}_N$ ), идущий на покрытие активных потерь в проводе ( $\Delta P_n$ ). Поэтому в общем случае активное сопротивление провода можно определить как

$$R_a^c = \Delta P_n / I^2.$$

При рассмотрении процесса проникновения электромагнитного поля внутрь проводящей цилиндрической поверхности учитываем положения [1]:

1. Если радиус кривизны поверхности существенно превосходит глубину проникновения, т.е.  $r \geq (2 \div 3)\delta$  или  $r \geq (1000 \div 1500) / \sqrt{f \cdot \mu \gamma}$ , то полагаем, что внутри проводящего слоя распространяются плоские волны.

2. Во всех случаях, когда толщина проводящего слоя трубы близка к длине волны, считаем ее «непрозрачной» для электромагнитного поля, т.к. амплитуды составляющих напряженности электрического и магнитного полей уменьшаются до значения  $\sim 0,0018$  от исходного. Практически можно считать проводящий слой «непрозрачным» в случае, когда электромагнитная волна должна пройти путь  $h \geq 3\delta$ , т.к.  $H(3\delta) = H_\tau e^{-\alpha \cdot 3\delta} = H_\tau e^{-3} \cong 0,04H_\tau$ .

При прохождении переменного тока  $\dot{I}$  в проводящем слое трубы провода на внешней поверхности ( $r_2$ ) образуется магнитное поле с напряженностью  $\dot{H}_\tau = \dot{I} / (2\pi r_2)$ . Электромагнитное поле проникает из окружающего диэлектрика внутрь стенки трубы. Если выполняется условие  $r_2 \geq 3\delta$ , то можно принять, что внутрь проводящего слоя проникают плоская электромагнитная волна. Частота тока должна быть такой, чтобы длина волны в изолирующем диэлектрике, была бы много больше его толщины  $r_3 - r_2 \ll \lambda$ . При частоте  $f = 5 \cdot 10^3$  Гц и  $\varepsilon \approx 2,4$  (стирофлекс, полиэтилен) длина волны составляет  $4 \cdot 10^4$  м, т.е. условие (1) заведомо выполняется. Если бы это условие не выполнялось, то необходимо рассматривать распространение волны в радиальном направлении внутри изолирующего слоя. При этом определить напряженность магнитного поля  $H_\tau$  на проводящей поверхности по закону полного тока практически невозможно, т.к. имел бы место заметный ток смещения в продольном направлении изолирующего слоя.

При прохождении переменного тока по трубчатому проводу имеет место явление поверхностного эффекта. Для его оценки, в первом приближении примем, что параллельный обратный провод двухпроводной сети удален так, что влиянием переменного магнитного потока от его тока на распределение тока в прямом проводе, можно пренебречь.

Для анализа примем цилиндрическую систему координат  $(z, r, \varphi)$ , совместив ось  $Z$  с осью провода. Плотность переменного электрического тока ( $\dot{\delta}$ ) распределяется неравномерно по сечению провода. Она имеет наибольшее значение на поверхности проводящего слоя провода и убывает по мере удаления от поверхности внутрь проводящего слоя. Вихревые токи в проводящем слое провода ослабляют «внутренний» магнитный поток (магнитный поверхностный эффект). Размагничивающее действие вихревых токов уменьшает «внутреннее» индуктивное сопротивление провода. Явление поверхностного эффекта рассматриваем как проникновение электромагнитного поля вглубь проводящего слоя из окружающего пространства. Потери энергии на нагревание провода током следует рассматривать как поглощение внутри провода электромагнитной энергии, передаваемой в тело провода через его поверхность из окружающего пространства. Переменная электромагнитная волна затухает по мере проникновения вглубь проводящей среды. Поэтому амплитуды плотности тока

и напряженностей электрического и магнитного полей имеют наибольшее значение на поверхности тел из проводящего материала.

В работах [1-5] достаточно подробно рассматривается задача по определению продольных первичных параметров ( $R_0, L_0$ ) сплошного цилиндрического провода. Эту методику расчета можно использовать для случая, когда толщина проводящего слоя «непрозрачна» для электромагнитных волн. Действительно, если поле не проникает через его толщину  $h$ , то на поверхности проводящего слоя не может появиться сигнал, по которому можно было бы установить, есть ли отверстие внутри цилиндра (труба это или сплошной цилиндр). В работах по высокочастотным кабелям связи [7, 8] рассматривается расчет параметров коаксиального кабеля, у которого в качестве обратного провода служит проводящая оболочка (как полый цилиндр, соосный с центральным прямым проводом). Эта задача близка к нашей задаче расчета трубчатого провода. Однако есть существенные отличия: в коаксиальном кабеле энергия электромагнитного поля сосредоточена в пространстве между центральным проводником («жилой») кабеля и проводящей оболочкой. Поле проникает в проводящую оболочку изнутри. Вне кабеля поле не существует. В процессе проникновения эффект электромагнитной волны как бы «расширяется». Для трубчатого провода двухпроводной сети электромагнитное поле существует снаружи провода. Электромагнитная волна проникает от периферии проводящего слоя к оси провода. Фронт волны как бы сужается вследствие уменьшения радиуса проводящего слоя цилиндрической поверхности. Очевидно, что эти два варианта проникновения волны в проводящую среду, ограниченную цилиндрическими поверхностями будут прежде всего отличаться граничными условиями  $|H_{1r} = I/(2\pi r_1), H_{2r} = I/(2\pi r_2)|$  и направлением движения электромагнитной волны.

#### **Расчет продольных электрических параметров трубчатого провода.**

Напряжение и ток  $I = const$  в любом сечении тяговой сети изменяются по гармоническому закону. Напряженности магнитного и электрического полей в проводящем слое провода связаны между собой уравнениями Максвелла. Модули векторов  $\vec{E}$  и  $\vec{H}$  также будут гармоническими функциями времени. Поэтому уравнения Максвелла можно представить в комплексной форме

$$\operatorname{rot} \vec{H} = \gamma \vec{E}, \quad \operatorname{rot} \vec{E} = -j\omega\mu_0 \vec{H} \quad (1)$$

В принятой цилиндрической системе координат (рис. 1) получим две системы уравнений:

$$\begin{aligned} \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial E_z}{\partial \varphi} - \frac{\partial E_\varphi}{\partial z} &= -j\omega\mu_0 H_r; & \frac{\partial H_\varphi}{\partial r} + \frac{1}{r} \cdot H_\varphi - \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial H_z}{\partial \varphi} &= \gamma E_z; \\ \frac{\partial E_\varphi}{\partial r} + \frac{1}{r} \cdot E_\varphi - \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial E_r}{\partial \varphi} &= -j\omega\mu_0 H_z; \text{ и} & \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial H_z}{\partial \varphi} - \frac{\partial H_\varphi}{\partial z} &= \gamma E_r; \\ \frac{\partial E_r}{\partial z} - \frac{\partial E_z}{\partial r} &= -j\omega\mu_0 H_\varphi. & \frac{\partial H_r}{\partial z} - \frac{\partial H_z}{\partial r} &= \gamma E_\varphi. \end{aligned}$$

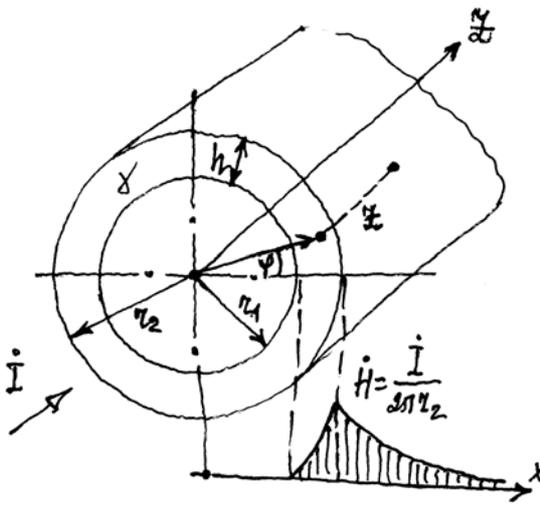


Рис.1. Трубчатый проводящий слой провода

В соответствии с выбранным направлением тока в проводящем слое (по оси Z) примем:  $E_r = 0$ ,  $E_\phi = 0$ ,  $H_z = 0$ . Тогда получим

$$H_r = -\frac{1}{j\omega\mu_0 r} \cdot \frac{\partial E_z}{\partial \phi}; \quad H_\phi = \frac{1}{j\omega\mu_0} \cdot \frac{\partial E_z}{\partial r}.$$

Продифференцируем первое уравнение по переменной  $\phi$ , а второе – по переменной  $r$ :

$$\frac{\partial H_r}{\partial \phi} = -\frac{1}{j\omega\mu_0 r} \cdot \frac{\partial^2 E_z}{\partial \phi^2}; \quad \frac{\partial H_\phi}{\partial r} = \frac{1}{j\omega\mu_0} \cdot \frac{\partial^2 E_z}{\partial r^2}$$

и, подставив значения производных в исходные уравнения, получим

$$\frac{\partial^2 E_z}{\partial r^2} + \frac{1}{r} \cdot \frac{\partial E_z}{\partial r} + \frac{1}{r^2} \cdot \frac{\partial^2 E_z}{\partial \phi^2} + \frac{\partial^2 E_z}{\partial z^2} = jk^2 E_z, \quad (1)$$

где  $k = \sqrt{\gamma\omega\mu_0}$ , 1/м, - постоянная распространения.

Частные производные  $\frac{\partial E_z}{\partial \phi} = 0$ ,  $\frac{\partial^2 E_z}{\partial \phi^2} = 0$ . Кроме того, примем  $\frac{\partial^2 E_z}{\partial z^2} = 0$

как величину второго порядка малости. Тогда окончательно запишем уравнение (1) в виде

$$\frac{d^2 E_z}{dr^2} + \frac{1}{r} \cdot \frac{dE_z}{dr} - jk^2 E_z = 0.$$

Полученное уравнение представляет собой уравнение Бесселя при  $n = 0$ ; его решение записывается в следующем виде:

$$E_z = A \cdot I_0(\sqrt{jk}r) + B \cdot K_0(\sqrt{jk}r), \quad (2)$$

где  $A$  и  $B$  – постоянные интегрирования;  $I_0$  – модифицированная функция Бесселя первого рода нулевого порядка;  $K_0$  – модифицированная функция Бесселя второго рода нулевого порядка (функция Макдональда),

Определим

$$H_\phi = \frac{1}{j\omega\mu_0} \frac{dE_z}{dr}$$

или

$$H_\phi = \frac{\sqrt{jk}}{j\omega\mu_0} \left[ A \cdot \frac{dI_0(\sqrt{jk}r)}{dr} + B \cdot \frac{dK_0(\sqrt{jk}r)}{dr} \right].$$

Согласно источника [9]  $\frac{dI_0}{dx} = I_1(x)$ ,  $\frac{dK_0}{dx} = -K_1(x)$ , где  $I_1(x)$  - модифицированная функция Бесселя первого порядка;  $K_1(x)$  - функция Макдональда первого порядка.

Тогда получаем

$$H_\varphi = \frac{\sqrt{jk}}{j\omega\mu_0} \left[ A \cdot I_1(\sqrt{jk}r) - B \cdot K_1(\sqrt{jk}r) \right]. \quad (3)$$

Для определения постоянных интегрирования (А и В) сформулируем граничные условия:

- при  $r = r_2$ ,  $H_\varphi = I/2\pi r_2$  (внешняя поверхность проводящего слоя);
- при  $r = r_1$ ,  $H_\varphi = 0$  (внутренняя поверхность проводящего слоя).

Подставим граничные условия в (3) и получаем систему уравнений:

$$\begin{cases} A \cdot I_1(\sqrt{jk}r_2) - B \cdot K_1(\sqrt{jk}r_2) = \frac{j\omega\mu_0 I}{\sqrt{jk}2\pi r_2}; \\ A \cdot I_1(\sqrt{jk}r_1) - B \cdot K_1(\sqrt{jk}r_1) = 0. \end{cases}$$

Учитывая, что  $k = \sqrt{\omega\gamma\mu_0}$ , преобразуем правую часть первого уравнения к виду  $j\omega\mu_0 I / \sqrt{jk}2\pi r_2 = \sqrt{jk}I / 2\pi r_2 \gamma$ . Представим последние уравнения в матричной форме (для удобства вычислений):

$$\begin{bmatrix} I_1(\sqrt{jk}r_2) - K_1(\sqrt{jk}r_2) \\ I_1(\sqrt{jk}r_1) - K_1(\sqrt{jk}r_1) \end{bmatrix} \times \begin{bmatrix} A \\ B \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} \frac{\sqrt{jk}I}{2\pi r_2 \gamma} \\ 0 \end{bmatrix}.$$

Запишем выражения для определения постоянных интегрирования  $A = \Delta_1/\Delta$ ,  $B = \Delta_2/\Delta$ ,

$$\text{где } \Delta = \begin{vmatrix} I_1(\sqrt{jk}r_2) - K_1(\sqrt{jk}r_2) \\ I_1(\sqrt{jk}r_1) - K_1(\sqrt{jk}r_1) \end{vmatrix} = K_1(\sqrt{j}\xi_2) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1) - K_1(\sqrt{j}\xi_1) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_2).$$

Здесь значения  $\xi_2 = kr_2$ ,  $\xi_1 = kr_1$ ,  $\Delta$  - главный определитель системы.

Соответственно

$$\Delta_1 = \begin{vmatrix} \frac{\sqrt{jk}I}{2\pi r_2 \gamma} & -K_1(\sqrt{j}\xi_2) \\ 0 & -K_1(\sqrt{j}\xi_1) \end{vmatrix} = \left( -\sqrt{jk}I / (2\pi r_2 \gamma) \right) \cdot K_1(\sqrt{j}\xi_1);$$

$$\Delta_2 = \begin{vmatrix} I_1(\sqrt{j}\xi_2) & \frac{\sqrt{jk}I}{2\pi r_2\gamma} \\ I_1(\sqrt{j}\xi_1) & 0 \end{vmatrix} = \left(-\sqrt{jk}I/(2\pi r_2\gamma)\right) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1).$$

Окончательно получаем определение постоянных интегрирования в виде:

$$A = \frac{\Delta_1}{\Delta} = \frac{\sqrt{jk}I}{2\pi r_2\gamma} \cdot \frac{K_1(\sqrt{j}\xi_1)}{K_1(\sqrt{j}\xi_1) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_2) - K_1(\sqrt{j}\xi_2) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1)};$$

$$B = \frac{\Delta_2}{\Delta} = \frac{\sqrt{jk}I}{2\pi r_2\gamma} \cdot \frac{I_1(\sqrt{j}\xi_1)}{K_1(\sqrt{j}\xi_1) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_2) - K_1(\sqrt{j}\xi_2) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1)}.$$

Таким образом, напряженность электрического поля на наружной поверхности проводящего слоя провода определяем как

$$E_z = \frac{\sqrt{jk}I}{2\pi r_2\gamma} \cdot \frac{K_1(\sqrt{j}\xi_1) \cdot I_0(\sqrt{j}\xi_2) + K_0(\sqrt{j}\xi_2) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1)}{K_1(\sqrt{j}\xi_1) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_2) - K_1(\sqrt{j}\xi_2) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1)}.$$

Полное комплексное сопротивление провода с проводящим слоем на единицу длины находим из выражения

$$\underline{Z}_{0n} = R_{0n} + jx_{0n} = \frac{1}{I^2} \int_0^{2\pi} E_z(r_2) \tilde{H}_\varphi(r_2) r_2 d\varphi$$

где  $R_{0n}$  - активное сопротивление провода;  $x_{L0n}$  - реактивное сопротивление провода, обусловленное внутренней индуктивностью.

Подставив значения  $E_z$  и  $H_\varphi$ , получим комплексное сопротивление двухпроводной тяговой сети из двух трубчатых проводов (на единицу длины):

$$\underline{Z}_{0c} = \frac{\sqrt{jk}}{\pi r_2\gamma} \cdot \Phi(\xi_1, \xi_2), \quad (4)$$

где 
$$\Phi(\xi_1, \xi_2) = \frac{K_1(\sqrt{j}\xi_1) \cdot I_0(\sqrt{j}\xi_2) + K_0(\sqrt{j}\xi_2) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1)}{K_1(\sqrt{j}\xi_1) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_2) - K_1(\sqrt{j}\xi_2) \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_1)}.$$

Здесь не учитывается взаимное влияние проводов на распределение плотности тока в них (эффект близости), что вполне допустимо, т.к. отношение  $r_2/b = 0,03$ .

**Учет внешней индуктивности проводов сети.** Если расстояние между проводами двухпроводной сети велико по сравнению с радиусом провода

( $b \gg r_2$ ), то влиянием магнитного поля второго провода пренебрегают, т.к. напряженность магнитного поля обратно пропорциональна расстоянию до оси провода. В таком случае сопротивление двухпроводной сети определяем с учетом реактивного сопротивления, обусловленного магнитным потоком в воздухе. Для петли из двух параллельных проводов при  $b \gg r$  собственная индуктивность определяется из выражения

$$L_0 = \frac{\mu_0}{\pi} \ln\left(\frac{b}{r_2}\right) = 4 \cdot 10^{-7} \ln\left(\frac{b}{r_2}\right), \quad \frac{\Gamma_{\text{H}}}{\text{M}}.$$

Тогда полное сопротивление сети будет равно

$$\underline{Z}_{0c}^{(\text{полн})} = \underline{Z}_{0c} + j8\pi f 10^{-7} \ln\left(\frac{b}{r_2}\right), \quad \frac{\text{Ом}}{\text{M}}. \quad (5)$$

В литературе [3, 5] для учета внутренней индуктивности проводника вводят в формулу (5) дополнительное слагаемое  $0,25 \mu_0/\pi$ , обусловленное магнитным потоком внутри самих проводов. Однако, если значение сопротивления  $0,25 \omega \mu_0/\pi$  сравнимо со значением сопротивления  $\omega L_0$ , то необходимо учитывать внутреннюю индуктивность с учетом распределения поля в проводящей трубе, а иногда учитывая и эффект близости.

При высоких частотах внутреннее реактивное сопротивление увеличивается пропорционально  $\sqrt{f}$ , тогда, как учет внутреннего магнитного потока дополнительным постоянным слагаемым приводит к кажущемуся росту внутреннего реактивного сопротивления  $x_{L_{0c}}$ , пропорциональному частоте. Поэтому для придания расчетным формулам (5) канонического вида, удобного для практических расчетов, можно пользоваться приближением  $x_{L_{0c}} = 0,25 \omega \mu_0/\pi$ , но с учетом сделанных выше оговорок.

Выполним численные оценки полученных расчетных соотношений (табл.2).

Таблица 2

Составляющие для расчета сопротивления тяговой сети

$f, \text{ Гц}$	5000
$\xi_1$	13,5
$\xi_2$	18
$I_0(\sqrt{j}\xi_2)$	$31,85 \cdot 10^3 \angle 786^0$
$I_0(\sqrt{j}\xi_1)$	$2,084 \cdot 10^3 \angle 635^0$
$I_1(\sqrt{j}\xi_2)$	$31,23 \cdot 10^3 \angle 797^0$
$K_0(\sqrt{j}\xi_2)$	$3,3 \cdot 10^{-4} \angle -427^0$
$K_1(\sqrt{j}\xi_1)$	$3,4 \cdot 10^{-4} \angle -159^0$
$K_1(\sqrt{j}\xi_2)$	$3,4 \cdot 10^{-4} \angle -159^0$
$\Phi(\xi_1, \xi_2)$	1,152

## Сопротивление тяговой сети с учетом внешней индуктивности проводов

$$\underline{Z}_{0c}^{(полн)} = 0,56 + j44,56, \quad \frac{\text{Ом}}{\text{км}}$$

Вследствие электрического поверхностного эффекта активное сопротивление сети возросло в 3,164 раза, по сравнению с сопротивлением постоянному току 0,177 Ом/км. Индуктивная составляющая сопротивления сети за счет внешней индуктивности почти в 80 раз превышает активную составляющую.

**Коррекция по проявлению поверхностного эффекта.** Формула (4) позволяет рассчитать сопротивление провода  $\underline{Z}_0$  с использованием значений функций Бесселя, которые можно получить из таблиц [14]. При достаточно

больших значениях параметра  $\xi$ , соответствующих условию  $\sqrt{\frac{2}{\omega\mu_0}} < \begin{cases} r_2 \\ h \end{cases}$ , ко-

гда поверхностный эффект проявляется достаточно существенно, функции  $K_0(\xi)$  и  $K_1(\xi)$  принимают весьма малые значения (порядок  $10^{-4}$ ). При частотах 5000 ... 10000 Гц глубина проникновения электромагнитной волны в проводящий слой провода составляет  $(0,94 \dots 0,66) \cdot 10^{-3}$  м. Можно считать проводящий слой провода «непроразрачным» для этого диапазона частот электромагнитных волн (отсутствуют обратные волны), так как толщина проводящего слоя превосходит глубину проникновения прямой волны. Поэтому можно, например, сопоставляя с коаксиальным кабелем, представить рассматриваемый проводящий слой на месте жилы коаксиального кабеля, радиус обратного проводника которого считать бесконечно большим. Особенность состоит в том, что при  $r \leq r_1$  плотность тока будет равна нулю. Поэтому при определении постоянных интегрирования следует использовать граничные условия на поверхности проводящего слоя.

В проводящем слое провода напряженность электрического поля возрастает с ростом радиуса. Второе слагаемое в уравнении (2), уменьшается с ростом аргумента ( $\xi = kr$ ), что не соответствует физике явления. Поэтому постоянную интегрирования  $B$  принимаем равной нулю и получаем  $E_z = A \cdot I_0(\sqrt{j}\xi)$ .

Для определения постоянной интегрирования  $A$  воспользуемся равенством

$$H_\varphi = \frac{1}{j\omega\mu_0} \frac{\partial E_z}{\partial r} = \frac{\sqrt{jk}}{j\omega\mu_0} \cdot A \cdot I_1(\sqrt{j}\xi).$$

Согласно закона полного тока  $H_\varphi = \frac{I}{2\pi r}$ , поэтому, преобразуя последнее выражение при  $r = r_2$ , определяем  $A = \frac{I}{2\pi r_2} \frac{j\omega\mu_0}{\sqrt{j} \cdot k \cdot I_1(\sqrt{j}\xi_2)}$ .

С учетом значения постоянной интегрирования  $A$  запишем выражения для  $E_z$  и  $H_\varphi$  на поверхности проводящего слоя в виде:

$$E_z = \frac{I}{2\pi r_2} \frac{\sqrt{j\omega\mu_0}}{k} \frac{I_0(\sqrt{j\xi_2})}{I_1(\sqrt{j\xi_2})}, \quad H_\varphi = \frac{I}{2\pi r_2}.$$

Далее определяем сопротивление провода тяговой сети

$$\underline{Z}_{0n} = R_{0n} + jX_{L0n} = \frac{1}{I^2} \int_0^{2\pi} E_z(r_2) \cdot \tilde{H}_\varphi(r_2) \cdot r_2 d\varphi = \frac{\sqrt{jk}}{2\pi r_2 \gamma} \cdot \frac{I_0(\sqrt{j\xi_2})}{I_1(\sqrt{j\xi_2})}.$$

При значениях  $\xi > 5$  модифицированные функции Бесселя первого рода можно представить асимптотическими рядами

$$I_0(\sqrt{j\xi}) = \frac{e^{\sqrt{j\xi}}}{\sqrt{2\pi\sqrt{j\xi}}} \left( 1 + \frac{1}{8\sqrt{j\xi}} + \dots \right); \quad I_1(\sqrt{j\xi}) = \frac{e^{\sqrt{j\xi}}}{\sqrt{2\pi\sqrt{j\xi}}} \left( 1 - \frac{3}{8\sqrt{j\xi}} + \dots \right).$$

В нашем случае параметр  $\xi_2 = 18$ . Учитывая, что  $8\xi_2 \gg 1$  и  $8\xi_2 \gg 3$ , подставив значения  $I_0(\sqrt{j\xi_2})$  и  $I_1(\sqrt{j\xi_2})$  в выражение для  $\underline{Z}_{0n}$ , получим:

$$R_{0n} = \frac{\sqrt{2} \cdot k}{4\pi r_2 \gamma} = \frac{4,18 \cdot 10^{-5} \sqrt{f}}{r_2}, \quad \frac{\text{Ом}}{\text{км}}; \quad X_{L0n} = \frac{4,18 \cdot 10^{-5} \sqrt{f}}{r_2}, \quad \frac{\text{Ом}}{\text{км}}.$$

Для двухпроводной тяговой сети, с учетом внешней индуктивности, получаем следующую расчетную формулу

$$\underline{Z}_{0c}^{(\text{полн})} = \frac{8,36 \cdot 10^{-5} \sqrt{f}}{r_2} [1 + j] + j8\pi f \cdot 10^{-4} \ln\left(\frac{b}{r_2}\right), \quad \frac{\text{Ом}}{\text{км}}. \quad (6)$$

Отметим, что условиями применимости формулы (6) являются:  $\xi > 5$ ,  $\frac{2h}{\delta} \geq 5$ ; в диапазоне частот 5000...10000 Гц оба условия выполняются.

Расчетное значение сопротивления сети на частоте  $f = 5000$  Гц

$$\underline{Z}_{0c, f=5000 \text{ Гц}}^{(\text{полн})} = 49,27 \cdot 10^{-2} + j45,05 \frac{\text{Ом}}{\text{км}}.$$

Расхождение расчетного значения активного сопротивления сети с предыдущим результатом по формуле (5), составляет 12,5 %, что приемлемо, учитывая принятые ранее допущения.

**Расчет сопротивления провода с проводящим слоем из многопроволочных скрученных повивов** из медных неизолированных проводников  $4h(2r_2 - h)/d_0^2 \gg 1$ , дающих заполнение проводящего слоя близкое к сплошному сечению (рис.2).

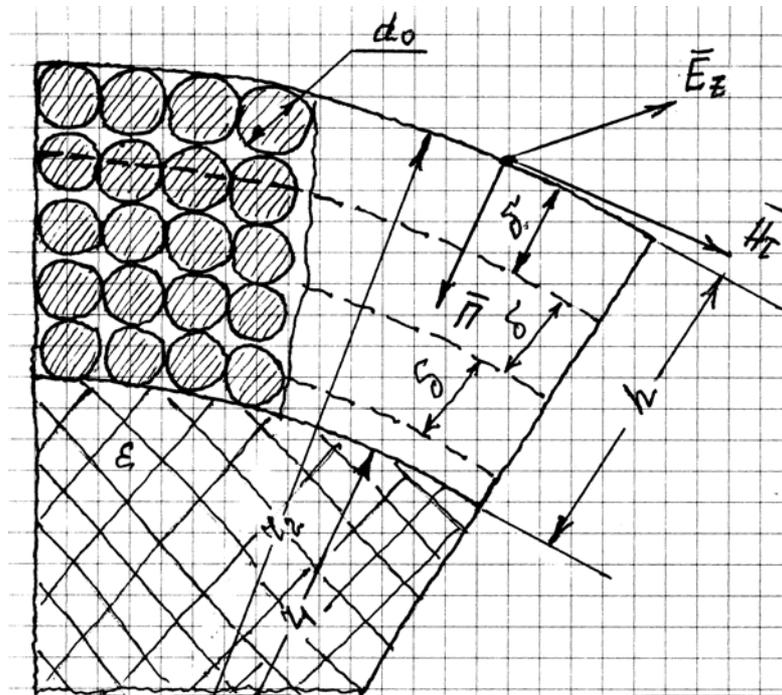


Рис.2. Многопроволочный трубчатый проводящий слой провода

Здесь показанные слои проволочек, соответствующие глубине проникновения электромагнитной волны  $\delta = \sqrt{2}/k$ , иллюстрируют условие отсутствия обратной волны и поэтому указано направление движения прямой волны (вектор Пойтинга  $\bar{P}$ ).

В работе [10] рассматривается расчет активного сопротивления многопроволочных скруток, где введен средний коэффициент заполнения  $\alpha_{cp}$ , который используется при расчете их сопротивления наряду с обычным коэффициентом заполнения  $\alpha$  и приведены графики для нахождения коэффициентов  $\alpha$  и  $\alpha_{cp}$  по аргументу  $x = \delta/d_0$ . В дальнейшем учет скрутки проводников производится введением в известные формулы расчета активного сопротивления [7] коэффициентов  $\alpha$  и  $\alpha_{cp}$  (в работе [7] рассматривается диапазон частот  $10^5 - 10^7$  Гц); следует отметить, что формулы, принятые там в качестве основных дают завышенные результаты при расчете активного сопротивления многопроволочной скрутки. Кроме того, при значениях  $x = \delta/d_0 > 1,5$  значения коэффициентов  $\alpha$  и  $\alpha_{cp}$  практически совпадают. Само толкование процесса проникновения электромагнитной волны в отдельную проволочку скрутки, используемое автором, к нашей задаче требует корректировки. Коэффициент должен учитывать соотношение площадей сплошного сечения проводящего слоя и се-

чения совокупности проволок. А это, в свою очередь, зависит от внешнего диаметра проводящего слоя ( $2r_2$ ), диаметра проволок ( $d_0$ ), их количества ( $n$ ), что определяется плотностью повива, т.е.  $\alpha = f(2r_2, d_0, n)$ . Дополнительным критерием является отношение  $\delta/d_0$ .

Для диапазона 5000 - 10000 Гц применим следующий методический учет наличия многопроволочной скрутки. Полагаем, что процесс проникновения электромагнитной волны в многопроволочную скрутку, при гальванической связи между проволоками, подобен проникновению электромагнитной волны в сплошной проводник.

Определим коэффициент заполнения в виде  $\alpha = \frac{S_{\kappa}}{n \cdot S_{np}}$ , где  $S_{\kappa}$  - площадь сплошного кольца проводящего слоя;  $S_{np}$  - площадь сечения отдельной проволоки;  $n$  - число проволок.

Отсюда получим, что  $n \cdot S_{np} = S_{\kappa} / \alpha$  или  $R_{0c}^{nos} = R_{0c} \cdot \alpha$ , т.к.

$$R_{0c}^{nos} \rightarrow \frac{1}{n \cdot S_{np}} = \frac{\alpha}{S_{\kappa}}.$$

Оценить плотность повива из проволок можно по следующей методике:

1) определяем кажущееся количество  $n_{\kappa}$  проволок в сечении сплошного кольца  
 $n_{\kappa} = S_{\kappa} / S_{np}$ ;

2) находим (путем подсчета или по паспортным данным) действительное количество проволок  $n$ ;

3) устанавливаем разницу  $\Delta n = n_{\kappa} - n$ ;

4) находим площадь части сечения, не занятую металлом (свободное пространство)

$$\Delta S_{св} = S_{np} \cdot \Delta n = \frac{\pi d_0^2}{4} \cdot \Delta n,$$

или в относительных единицах измерения

$$\Delta S\% = \frac{\Delta S_{св}}{S_{\kappa}} \cdot 100\% = \left( \frac{\pi d_0^2}{4} \cdot \Delta n / S_{np} \cdot n_{\kappa} \right) \cdot 100\%.$$

Откуда  $\Delta S\% = \frac{\Delta n}{n_{\kappa}} 100\%$ .

Можно предположить, что при  $\Delta S\% \leq (5 \div 10)\%$  изложенная методика оценки возрастания сопротивления за счет многопроволочного исполнения проводящего слоя провода вполне оправдана. Это подтверждает приводимый ниже численный расчет.

Для рассматриваемого опытного образца провода:  $d_0 = 0,6 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ ,  
 $2r_2 = 24 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ ,  $2r_1 = 18 \cdot 10^{-3} \text{ м}$ ,  $n = 170$  (по подсчету). Вычисляем:  
 кажущееся количество проволок

$$n_k = \frac{S_k}{S_{np}} = \frac{6,28 \cdot 10,5 \cdot 3 \cdot 10^{-6}}{3,14 \cdot 0,36 \cdot 10^{-6}} = 175;$$

коэффициент заполнения

$$\alpha = \frac{S_k}{n \cdot S_{np}} = \frac{197,82 \cdot 10^{-6}}{192,168 \cdot 10^{-6}} = 1,294;$$

площадь свободного пространства в сечении проводящего слоя провода

$$\Delta S\% = \frac{5}{175} \cdot 100\% = 2,85\%;$$

значение активного сопротивления многопроволочного проводящего слоя провода

$$R_{0c}^{нов} = R_{0c} \cdot \alpha = 0,49 \cdot 1,0294 = 0,505 \quad \frac{\text{Ом}}{\text{км}}$$

Этот результат весьма близок к экспериментальному значению, полученному при приемочных испытаниях [6].

Таким образом, для практического расчета комплексного продольного сопротивления проводов тяговой сети в диапазоне 5000-10000 Гц можно рекомендовать следующую формулу

$$\underline{Z}_{0c}^{(нов)} = \frac{8,36 \cdot 10^{-5} \sqrt{f} \cdot \alpha}{r_2} [1 + j] + j8\pi f \cdot 10^{-4} \ln\left(\frac{b}{r_2}\right), \quad \frac{\text{Ом}}{\text{км}}$$

Эта зависимость не учитывает вносимых активных и реактивных сопротивлений. Следует отметить, что вносимые активные сопротивления несколько увеличивают активную составляющую сопротивления провода тяговой сети, а реактивную – уменьшают.

**Оценка взаимного влияния проводов тяговой сети.** Взаимное влияние проводов тяговой сети проявляется из-за того, что каждый из них попадает в магнитное поле другого провода. В каждом из проводов образуются контуры вихревых токов, обусловленные магнитным полем соседнего провода. Это, в свою очередь, приводит к дополнительному неравномерному распределению плотности тока по сечению проводов (эффекта близости).

Рассмотрим несколько предварительных положений, учитывая, что отношение  $\frac{r_2}{d_0} = 3 \cdot 10^{-2}$ , т.е. весьма мало. Плотность тока на поверхности провода

будет максимальной и определяется через напряженность электрического поля по закону Ома  $\delta_z = \gamma E_z$ .

Для прямой электромагнитной волны на поверхности проводящего слоя провода напряженности магнитного и электрического поля связаны соотношением  $E_z = Z_c \cdot H_\tau$ , где  $Z_c = \sqrt{\omega\mu_0/\gamma} e^{j\frac{\pi}{4}}$  - волновое сопротивление материала проводящего слоя провода.

Проведя преобразования, запишем

$$\delta_z = \sqrt{\gamma\omega\mu_0} e^{j\frac{\pi}{4}} \cdot H_\tau.$$

Таким образом, напряженность магнитного поля на поверхности проводящего слоя провода, обуславливает плотность тока на этой поверхности. Это значение плотности тока на границе раздела сред диэлектрик – проводящая среда является предопределяющим при оценке распределения плотности тока по сечению проводящего слоя вследствие поверхностного эффекта и эффекта близости

$$\delta(x) = \sqrt{\gamma\omega\mu_0} e^{j\frac{\pi}{4}} e^{-\alpha x}.$$

Здесь  $\alpha = \sqrt{0,5\omega\mu_0}$ , что, в свою очередь, определяет свою меру влияния эффекта близости на продольное комплексное сопротивление провода. Поэтому для оценки взаимного влияния прямого и обратного проводов определим меру влияния соседнего провода на напряженность магнитного поля на поверхности провода, создаваемой его собственным током. При этом модуль напряженности магнитного поля на поверхности проводящего слоя провода, обусловленной его собственным током, будет постоянным и равным  $H_{\tau 1} = I / (2\pi r_2)$  (для рассматриваемого образца провода имеет значение 1990 А/м).

Определим характер распределения  $H_\tau$  (тангенциальная составляющая) на поверхности левого провода тяговой сети на рис. 3. Подчеркнем, что в нашем случае  $b \gg r_2$ .

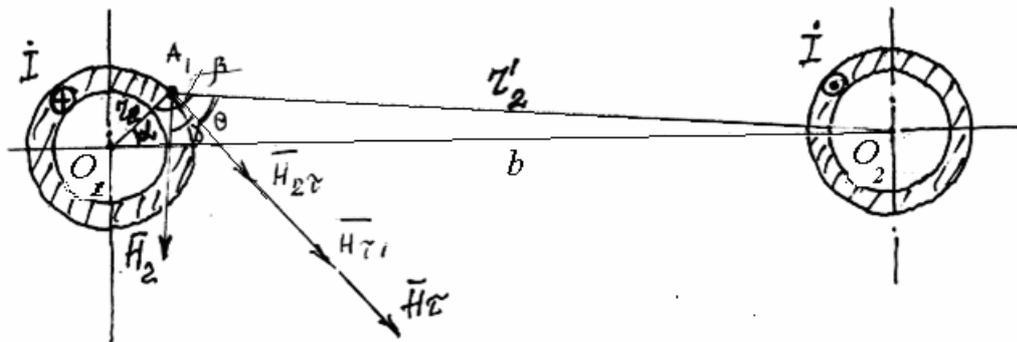


Рис.3. Сечение двухпроводной тяговой сети

В произвольной точке  $A_I$  на поверхности левого провода

$$\overline{H}_{A\tau} = \overline{H}_{1\tau} + \overline{H}_{2\tau} \quad \text{или} \quad \left| \overline{H}_{A\tau} \right| = \frac{I}{2\pi} \left( \frac{1}{r_2} + \frac{1}{r'_2} \cos \gamma \right). \quad (7)$$

Положения точек  $A$  на поверхности проводящего слоя провода задаем поворотом радиуса  $r_2$  через одинаковые углы  $360^\circ/n$ . Следовательно, для каждой точки  $A_k$  угол, определяющий ее положение, известен  $d_k = k(360^\circ/n)$ . По теореме косинусов можно определить расстояние от точки  $A_I$  до центра второго провода  $(r'_2)^2 = r_2^2 + d^2 - 2r_2d \cdot \cos \alpha$ .

Аналогично по трем сторонам треугольника  $\Delta O_1 A_1 O_2$  находим угол  $\beta$ . Так как угол между радиусом  $r_2$  и направлением  $H_{\tau 1}$  составляет  $90^\circ$ , то  $\theta = \beta - 90^\circ$ . Теперь определим  $\gamma = 90^\circ - \theta$ , т.к. в этом случае радиус-вектор  $\overline{r}'_2$  и  $\overline{H}_2$  образуют угол  $90^\circ$ . Следовательно,  $\gamma = 90^\circ - \beta + 90^\circ = 180^\circ - \beta$ , а тангенциальная составляющая напряженности поля от соседнего провода будет равна  $\overline{H}_{2\tau} = \overline{H}_2 \cos \gamma$ .

Полученные выше соотношения использовались в алгоритме расчета на ПЭВМ указанной тангенциальной составляющей, причем учитывалось, что при  $\alpha > 90^\circ$   $\overline{H}_{A\tau} = \overline{H}_{A\tau 1} - \overline{H}_{A\tau 2}$ , т.е. векторы (вследствие указанных направлений токов в проводах) направлены в противоположные стороны. По формуле (7) были выполнены расчеты модулей тангенциальных составляющих напряженностей магнитного поля на поверхности провода, с учетом влияния обратного провода для 24 точек на поверхности провода с шагом  $15^\circ$ . При расчетах определялся модуль  $H_\tau(k)$ , а также приращение напряженности  $\Delta H_{k\tau} = H_\tau(k) - I/(2\pi r_2)$ . Составляющая  $\Delta H_{k\tau}$  учитывает влияние магнитного поля тока обратного провода. На рис. 4 показана эпюра распределения  $\Delta H_{k\tau}$  по отношению к  $H_{1\tau}$  (масштаб при построении  $\Delta H_{k\tau}$  принят 2,44 (А/м)/мм, а уровень  $H_{1\tau}$  обозначен условно в масштабе 79,6 (А/м)/мм).

Наибольшие приращения (за счет влияния обратного провода) напряженности магнитного поля на поверхности проводящего слоя провода составляют  $\Delta H_{1\tau} = 61 \frac{A}{M}$  ( $\alpha = 0^\circ$ ) и  $\Delta H_{13\tau} = -57 \frac{A}{M}$  ( $\alpha = 180^\circ$ ). Первая точка наиболее близка к обратному проводу, а тринадцатая – наиболее удалена ( $d + 2r_2 = 0,424M$ ).

Приняв  $\Delta H_{\tau \max} = 61 \text{ А/м}$ , оцениваем меру неравномерности распределения напряженности магнитного поля вокруг провода

$$a = \frac{\Delta H_{\tau \max}}{H_{\tau 1}} = \frac{61}{1990} = 0,03 \quad \text{или} \quad a\% = 3\%.$$

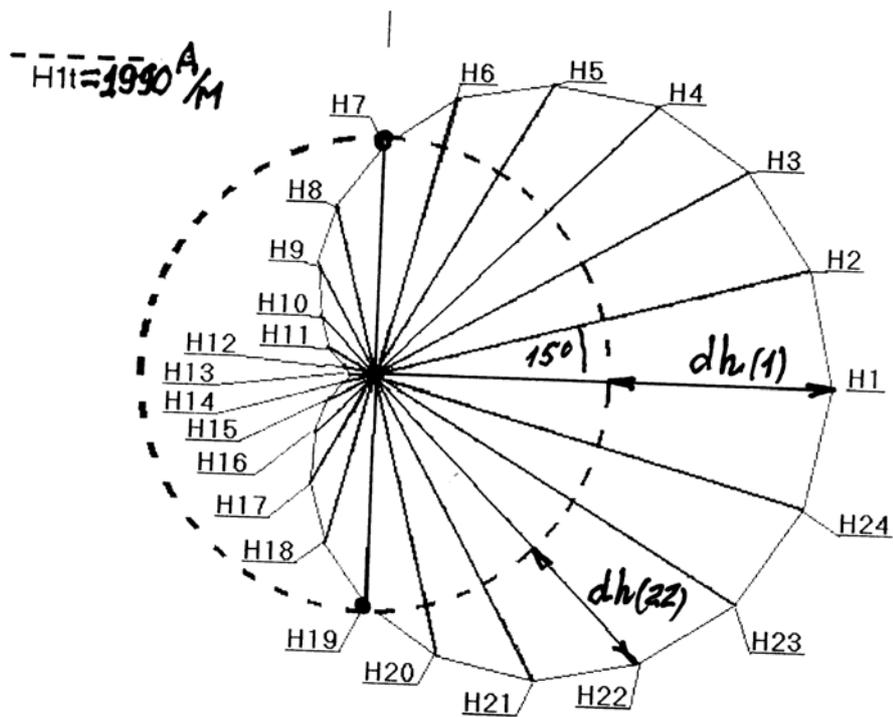


Рис.4. Эпюра напряженности магнитного поля на поверхности проводящего слоя провода

Таким образом, влияние магнитного поля обратного провода на магнитное поле прямого провода незначительно и может не учитываться при расчете первичных параметров тяговой сети.

С использованием полученных расчетных соотношений была оценена картина магнитного поля проводов тяговой сети (рис.5).

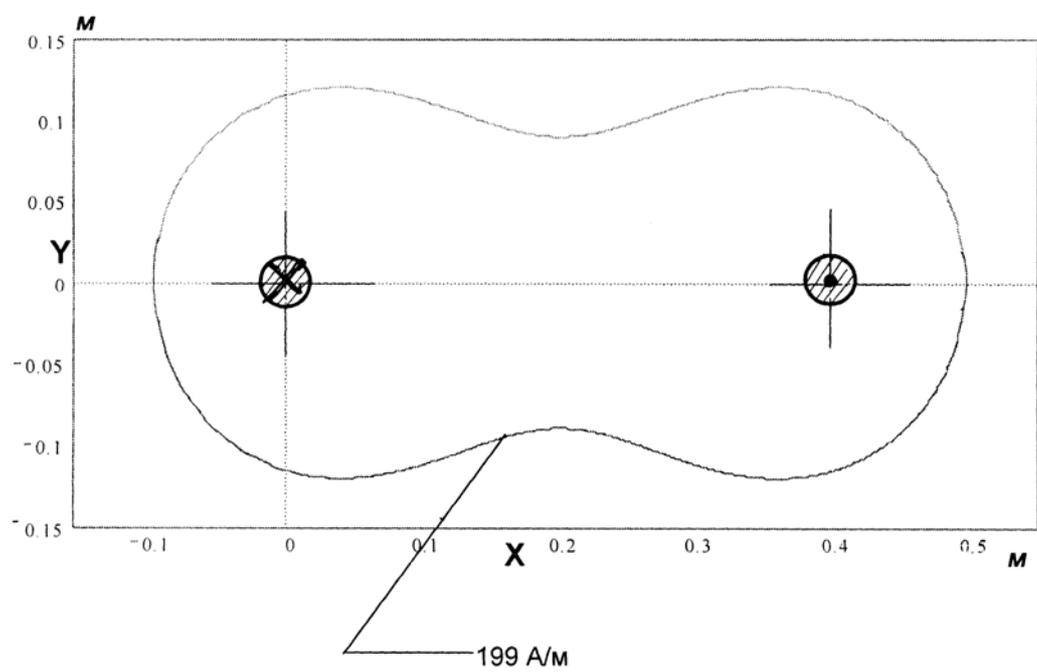


Рис. 5. Эпюра напряженности магнитного поля двухпроводной тяговой сети

В качестве граничного значения напряженности магнитного поля принято было значение  $H_{cp} = 0,1H_{max}$ , где  $H_{max} = 1990 \frac{A}{m}$  - напряженность магнитного поля на поверхности оболочки кабеля, создаваемая его собственным током.

На рис. 5 построена замкнутая кривая, представляющая геометрическое место точек, имеющих значение напряженности магнитного поля  $H = 199 \frac{A}{m}$ . Плоскость, в которой построена картина поля, нормальна к направлению проводов, т.к. поле двухпроводной сети является плоскопараллельным. Как следует из рис. 5, основная энергия магнитного поля сосредоточена в области, поверхность которой располагается достаточно близко к поверхности провода (расстояние точек поверхности  $H = 199 \frac{A}{m}$  не превышает расстояние 0,12 м от поверхности провода). Картина магнитного поля тока тяговой сети определяет рабочую зону, в которой должен располагаться проводники энергоприемника передвижного потребителя.

#### Список литературы

1. Поливанов К.М. Теоретические основы электротехники, Ч.3. Электромагнитное поле.- М.: Энергия, 1969.- 351 с.
2. Куполян С.Д. Теоретические основы электротехники. Ч.3. Электромагнитное поле. - М.: Энергия, 1970. – 248 с.
3. Говорков В.А. Электротехнические и магнитные поля.- М.: Энергия, 1967.- 465 с.
4. Семенов Н.А. Техническая электродинамика.- М.: Связь, 1973.- 480 с.
5. Нейман Л.Р., Калантаров П.Л. Теоретические основы электротехники, 3 ч.- М.: Госэнергоиздат, 1959.
6. Транспорт с индуктивной передачей энергии для угольных шахт/ Под ред. Г.Г.Пивняка.- М.: Недра, 1990.- 246 с.
7. Гроднев И.И., Миллер Б.Ф. Кабели связи.- М.-Л.: Госэнергоиздат, 1952.
8. Гроднев И.И., Соколов В.В. Коаксиальные кабели.- М.: Связьиздат, 1954.
9. Корн Г., Корн Т. Справочник по математике (для научных работников и инженеров)/ Под ред. И.Г. Арамановича. – М.: Наука, 1973. – 831 с.
10. Делекторский Г.П. Расчет активных сопротивлений многопроводных скрученных проводов/ Вестник электропромышленности, № 8. – 1957.
11. Кулешов В.Н. Теория кабелей связи.- М.: Связьиздат, 1950.- 417 с.
12. Оцінка витрати провідникового матеріалу в системі електропостачання безконтактних електровозів/ Рибалко А.Я. // Гірнична електромеханіка та автоматика: Наук.-техн. зб. – 2001. – Вип.67.
13. Львов А.П. Электрические сети повышенной частоты. - М.: Энергоиздат, 1981. –104 с.
14. Математичне моделювання електромагнітних процесів передачі енергії: Навч. посібник/ Г.Г. Півняк, М.Г. Поляков, А.Я. Рибалко, С.О. Сушко: за ред. Г.Г. Півняка. – Дніпропетровськ: НГУ, 2003. – 145 с.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Зайкою В.Т.  
Надійшла до редакції 06.04.10*

## ПРОГРАММНОЕ ОБЕСПЕЧЕНИЕ ИДЕНТИФИКАЦИИ СОСТОЯНИЙ БАРАБАННЫХ МЕЛЬНИЦ

Розглядається програмне забезпечення, яке розроблене для ідентифікації станів барабаних млинів через моментні характеристики супутніх сигналів.

Рассматривается программное обеспечение, которое разработано для идентификации состояний барабанных мельниц через моментные характеристики сопутствующих сигналов.

The software is **considered**, which is developed for authentication of **states** of drum mills through the momentnie descriptions of concomitant signals.

Для реализации математического аппарата вычисления моментных характеристик сигналов [1-4], используемых для идентификации технологических и технических состояний барабанных мельниц (БМ) разработано специальное программное обеспечение, которое содержит две основные формы. Главная форма служит для задания параметров моментной характеристики рассчитываемой на данном этапе и визуализации входного сигнала с полученными характеристиками. Форма сравнения служит для сравнения и анализа информационных характеристик однотипных моментных функций нескольких сигналов.

Пункт главного меню *Файл* → *Загрузить данные* (рис.1) предназначен для загрузки в программу измеренной последовательности значений входного сигнала. Первым значением в файле данных идет шаг дискретизации сигнала в секундах, за ним количество значений сигнала и далее сами значения реализации сигнала.

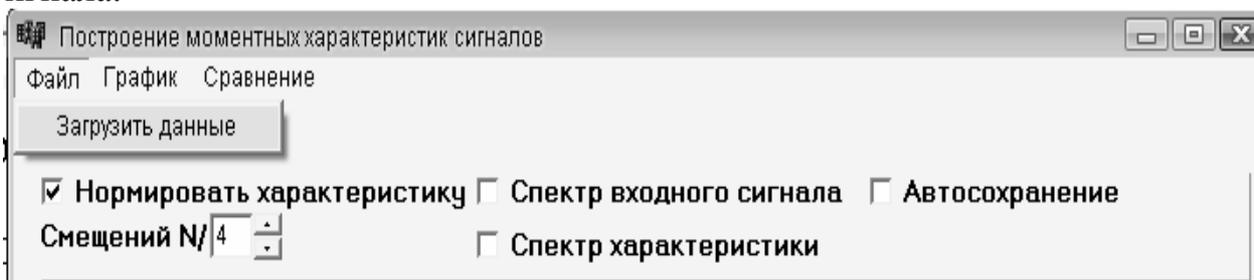


Рис. 1. Загрузка вектора значений сигнала из файла

В случае, если структура файла не совпадает с вышеописанной, выводится сообщение об ошибке. Для загрузки файла данных используется функция модуля `main.cpp` `LoadFunctions`. Вектор значений реализаций исходного информационного сигнала хранится в динамическом массиве `input`, шаг дискретизации – в переменной `dt`, количество значений сигнала – в переменной `N`.

В случае успешной загрузки в видовом окне первого графика отображается визуальное представление измеренной реализации анализируемого входного сигнала БМ. При работе в интерактивном режиме пользователю предлагается

задать параметры рассчитываемой моментной характеристики и базовые особенности построения ее визуализации.

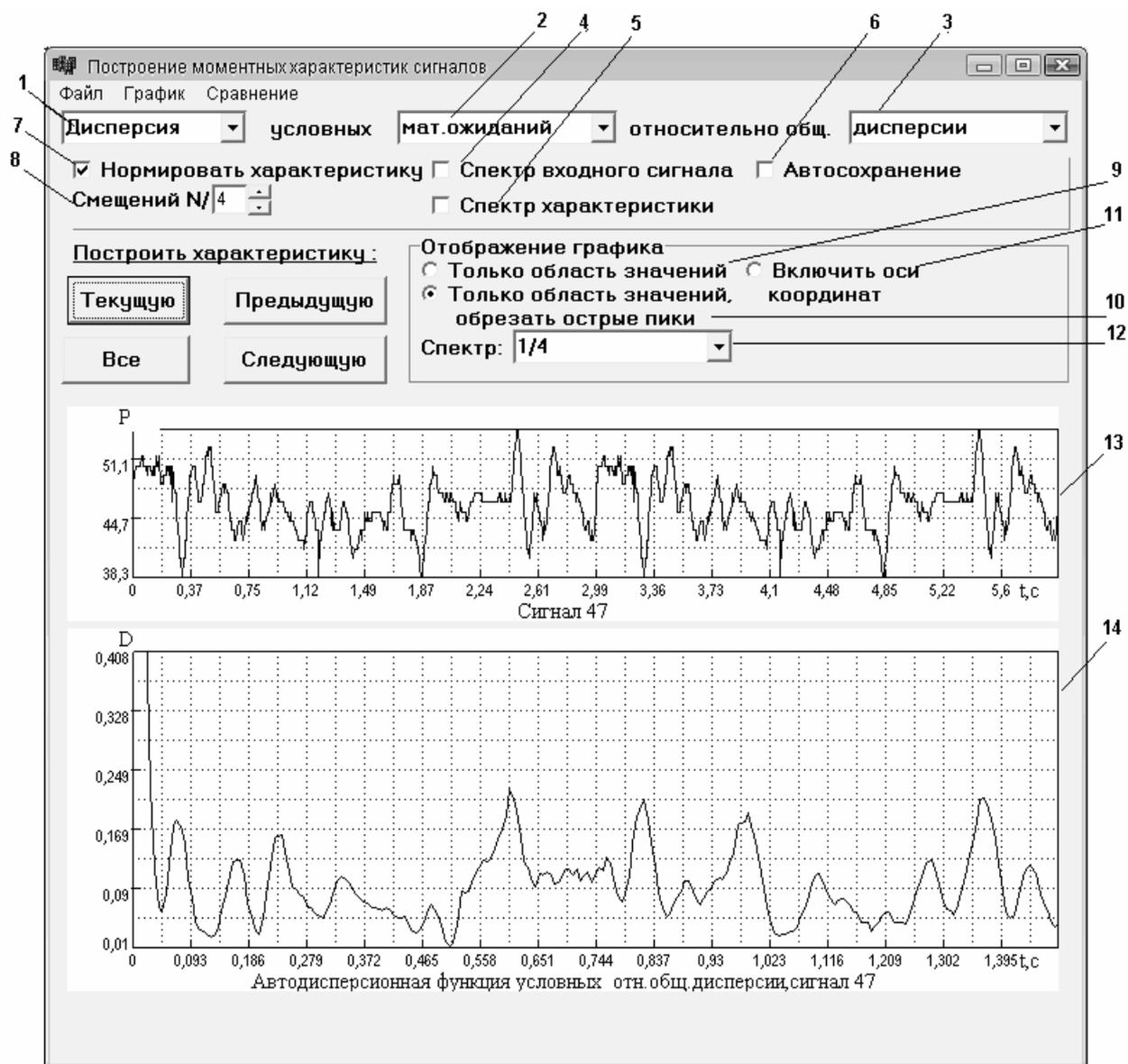


Рис. 2. Общий вид главной формы программы идентификации состояний барабанных мельниц

Элементы управления, обозначенные на рис. 2 номерами 1, 2 и 3 позволяют выбрать тип моментной функции которую требуется вычислить и тип ее модификации. Активизация элементов 4 или 5 позволяет рассчитать спектральную плотность соответственно входного сигнала или моментной характеристики. Отметив фокусом элемент 6, пользователь может определить что построенная визуализация моментной характеристики будет сразу же сохранена в \*.bmp файл в текущей папке с именем по умолчанию, которое включает аббревиатуру рассчитанной моментной характеристики и название файла данных. Для того чтобы рассчитанная характеристика была нормирована, элемент 7 должен быть активизирован. Элемент 8 позволяет указать количество временных сдвигов  $m$ ,

которые должны быть выполнены при расчете моментной характеристики. Блок параметров *Отображение графика* служит для задания вида графика, при этом пункт 9 определяет выбор видового окна таким образом, чтобы график был максимально визуально приближен и при этом не выходил за рамки видимой части координатной плоскости, а пункт 10 работает аналогично, но активизирует функцию при которой чрезмерно острые пики графика, затрудняющие просмотр мелких деталей визуализации, будут обрезаться. Активизация пункта 11 задает функцию при которой график также должен быть максимально приближен, но при этом в видимую область должны быть включены оси координат. Элемент 12 позволяет выбрать необходимую часть графика спектральной плотности по оси частот, которая будет отображена на экране.

При нажатии на любую кнопку построения моментной характеристики все заданные параметры влияющие на процесс расчета записываются в объект `mOptions`. Чтобы построить моментную характеристику с параметрами заданными на форме необходимо нажать кнопку *Текущую*. Кнопки *Следующую* и *Предыдущую* служат для построения соответственно следующей и предыдущей моментной характеристики из общего множества доступных модификаций. Кнопка *Все* позволяет рассчитать все доступные моментные характеристики для загруженного сигнала, автоматически сохранив их визуализации в текущей папке в \*.bmp файлах с именами по умолчанию.

Когда визуализация моментной характеристики получена, можно произвольно изменять видовое окно графиков 13, 14. Захватив левой кнопкой мыши, можно перемещать график в видовом окне, а зажав при этом клавишу Shift можно масштабировать видовое окно, что позволяет рассмотреть мелкие ранее не заметные детали графика. Щелчок правой кнопкой мыши на графике приведет к возвращению параметров видового окна в исходное состояние. При помощи щелчка правой кнопкой на графике с зажатой клавишей Shift можно сохранить текущий вид графика в \*.bmp файл с именем по умолчанию. Кроме того графики исходного информационного сигнала и рассчитанной моментной характеристики можно сохранить в произвольный \*.bmp файл при помощи пункта меню *График* → *Сохранить как*. Пункт меню *График* → *Сохранить* дает альтернативную возможность сохранения графиков в файл с именем по умолчанию (рис. 3.)

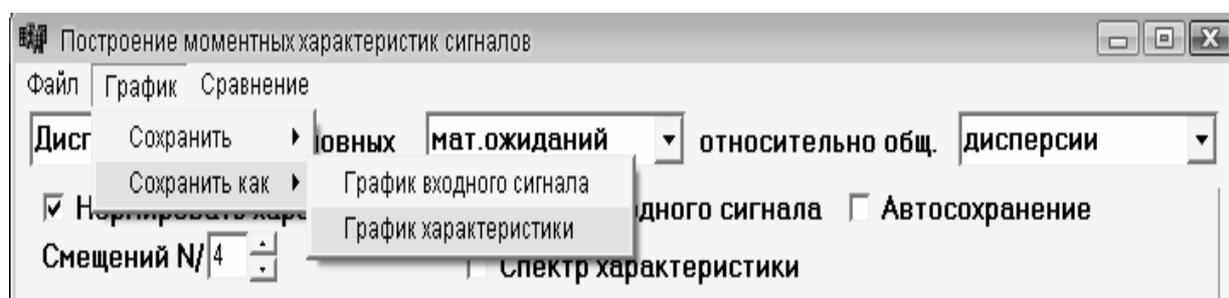


Рис. 3. Сохранение графиков моментных функций в файл с именем по умолчанию

С помощью пункта меню *Добавить* формы сравнения можно добавлять на форму визуализации моментной характеристики выбранного сигнала. При каждом использовании этого пункта меню параметры расчета моментной характеристики загружаются из главной формы, таким образом можно получить на форме сравнения произвольное количество визуализаций различных моментных характеристик для различных сигналов. Пункт меню *Удалить* служит для удаления последней добавленной на форму визуализации. Пункт меню *Графики* → *Сохранить все* позволяет сохранить все добавленные на форму графики в \*.bmp файлы с шаблонными именами (например, test\_1, test\_2, test\_3 и т.д.). При помощи пункта меню *Графики* → *Сохранить все как* можно сохранить все графики, которые добавлены на форму в \*.bmp файлы с именами по умолчанию. Пункт меню *Сравнить* открывает форму сравнения (рис. 4).

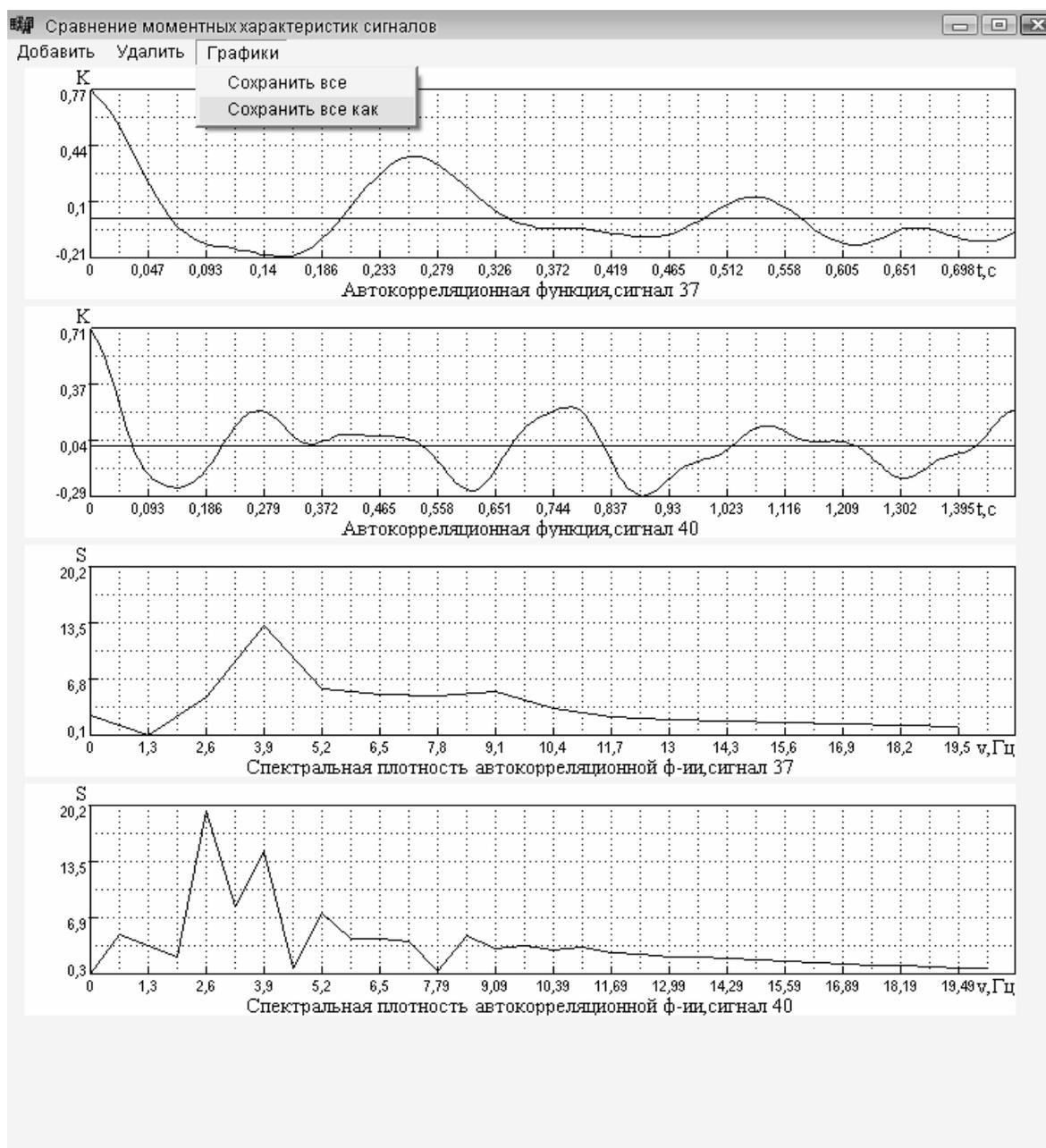


Рис. 4. Общий вид формы сравнения моментных функций

Основные функциональные модули программы следующие. Вычислительный модуль Disperse.cpp – содержит класс CDisperse реализующий математический аппарат моментных характеристик сигналов. Основные атрибуты класса CDisperse: InputF – сечение входного сигнала  $X_s$  при  $\tau=0$ ; OutputF – сечение входного сигнала  $X_t$  при  $\tau=0$ ; MX – общее математическое ожидание сечения входного сигнала  $X_s$ ; MY – общее математическое ожидание сечения входного сигнала  $X_t$ ; DX – общая дисперсия сечения входного сигнала  $X_s$ ; DY – общая дисперсия сечения входного сигнала  $X_t$ ; TMatrix – корреляционная матрица для расчета моментных характеристик; dU – ширина 1 интервала значений сечения входного сигнала  $X_s$  (шаг квантования); divs – количество интервалов значений сечения входного сигнала  $X_s$ ; kT – длина реализации n; Norm – булево значение, показывает необходимо ли нормализовать результаты расчета; Divisor – параметр равный связанный с количеством временных сдвигов m при расчете моментных характеристик равенством  $m=n/\text{Divisor}$ ; MyFloat – структура используемая для создания динамического списка вещественных чисел, содержит значение вещественного числа val и указатель на следующий элемент списка link.

Модуль Graphic.cpp – содержит класс CGraphic, реализующий построение графиков дискретных функций, заданных вектором значений и шагом дискретизации. Основные атрибуты класса CGraphic: Sx, Dx – начальное значение аргумента функции и приращение аргумента функции (шаг дискретизации); Func – вектор значений функции; ArgCol – количество значений функции; px, py – цена деления (пикселя) в математических единицах; AreaLeft, AreaRight, AreaTop, AreaBottom – параметры определяющие область координатной плоскости, которая будет отображаться на графике; NumbVis, NetVis – булевы значения, указывают на необходимость отображения соответственно числовой шкалы и сетки; NetX, NetY – цена деления (клетки на графике) в математических единицах; NetSlotsX, NetSlotsY – количество клеток по горизонтали и вертикали; mGName – имя графика. Модуль fft.cpp – реализует вычисление спектральной плотности с использованием алгоритма быстрого преобразования Фурье (FFT). Модуль main.cpp – реализует интерфейс пользователя и использует вышеперечисленные модули для расчета и визуализации моментных характеристик. Модуль использует визуально сконструированный класс формы TMainForm. Модуль compare.cpp – функционально связан с main.cpp, реализует вычисление и визуализацию заданной в главной форме информационной характеристики для нескольких выбранных сигналов с целью сравнительного анализа.

При нажатии одной из кнопок построения характеристики происходят вызовы функций: TMainForm::GetOptions, которая сохраняет параметры расчета характеристики в объекте mOptions; TMainForm::DrawSignals модуля main.cpp, которая передает вектор значений входного сигнала в объект mGraphics[0] класса CGraphic и вызывает функцию CGraphic::DrawGraph для отрисовки графика; TMainForm::CalcDrawFunction, которая реализует создание объекта mDisperse класса CDisperse, который в свою очередь реализует матема-

тический аппарат расчета моментных функций. Затем функция инициирует расчет вектора (вызов `mDisperse->CreateDisperse`) значений моментной характеристики и его передачу в объект `mGraphics[1]` класса `CGraphic` для отрисовки.

При помощи функции `PushModel` в объект `mDisperse` передается вектор значений входного сигнала. Затем при помощи функции `TMainForm::ApplyOptions` в объект передаются параметры вычисления моментной характеристики, заданные пользователем в основной форме.

При помощи функций `CDisperse::SetFunction`, `CDisperse::SetArgument`, `CDisperse::SetCenter` устанавливается тип модификации моментной характеристики которую необходимо рассчитать, например для автодисперсионной функции условных асимметрий относительно общей дисперсии  $\frac{DA(X_t | X_s)}{DX_t}$

вызываются функции: `mDisperse->SetFunction (CDisperse::GenDisp)` – устанавливается тип моментной функции (дисперсионная); `mDisperse->SetArgument (CDisperse::Assimetry)` – устанавливается тип условной оценки, оценка распределения которой вычисляется (асимметрия); `mDisperse->SetCenter(CDisperse::Disperse)` – устанавливается способ нормирования (значением общей дисперсии для сечения  $X_t$  при заданном временном сдвиге). Данные вычислительные функции присваивают значения атрибутам класса `CDisperse`: `Function`, `Argument`, `Center`, которые по сути являются указателями на функции-члены класса `CDisperse`.

Для атрибута `Function` возможны следующие значения: `GenCor` – функция реализует вычисление одного значения автокорреляционной функции сигнала при заданном сдвиге  $\tau$ ; `GenDisp` – функция реализует вычисление одного значения автодисперсионной функции сигнала при заданном сдвиге  $\tau$ ; `GenAsm` – функция реализует вычисление одного значения автоасимметрионной функции сигнала при заданном сдвиге  $\tau$ ; `GenExs` – функция реализует вычисление одного значения автоэксцессионной функции сигнала при заданном сдвиге  $\tau$ ; `GenFifth` – функция реализует вычисление одного значения моментной функции 5-го порядка функции сигнала при заданном сдвиге  $\tau$ .

Для атрибута `Argument` в перечне возможны следующие значения: `MExpect` – функция реализует вычисление математического ожидания; `Disperse` – функция реализует вычисление дисперсии; `Assimetry` – функция реализует вычисление асимметрии; `Excess` – функция реализует вычисление эксцесса; `Fifth` – функция реализует вычисление момента 5-го порядка.

Для атрибута `Center` возможны следующие значения: `MExpect` – функция реализует вычисление математического ожидания; `Disperse` – функция реализует вычисление дисперсии; `Assimetry` – функция реализует вычисление асимметрии; `Excess` – функция реализует вычисление эксцесса; `Fifth` – функция реализует вычисление момента 5-го порядка.

Перечисленные функции (`MExpect`, `Disperse`, `Assimetry`, `Excess`, `Fifth`) нахождения статистических оценок используют функцию нахождения центрального момента произвольного порядка `CMoment`. Каждая из них выполнена в трех технических реализациях: для динамического массива вещественных чи-

сел (используется при вычислении общих моментных характеристик сечения сигнала), для динамического списка элементов типа MyFloat (используется при вычислении условных моментных характеристик) и для динамического массива элементов типа MyFloat (используется для нахождения оценки распределения условных моментных характеристик).

При помощи функция CDisperse::SetParam определяются атрибуты объекта mDisperse Norm и Divisor. После установки этих параметров выполняется вызов функции CDisperse::CreateDisperse, в результате работы которой создается вектор значений выбранной моментной характеристики. Если при помощи элемента интерфейса была указана необходимость вычисления спектральной плотности, этот вектор обрабатывается алгоритмом быстрого преобразования Фурье, реализованного в функции FFT модуля fft.cpp. Затем сформированный вектор передается в объект mGraphics[1] для визуализации моментной характеристики. Настройка видового окна объекта mGraphics[1] выполняется с помощью функции CGraphic::InitDefaultCoords, которой передается код выбранного видового окна.

Процесс расчета моментной функции в объекте класса CDisperse, начиная с вызова функции CreateDisperse выполняется следующим образом. Вначале вычисляется количество сдвигов, которые будут использованы для расчета (переменная  $\text{maxShift} = \text{kt} / \text{Divisor}$ ) и выделяется память для массива вычисляемых значений. Далее выполняется  $\text{maxShift}$  шагов вычисления значений моментной характеристики для каждого временного сдвига от 0 до  $m-1$ . На каждом шаге вызывается расчетная функция, определяемая атрибутом Function – GenCor, GenDisp, GenAsm, GenExs, GenFifth. Процесс вычисления значения моментной характеристики для фиксированного временного сдвига на примере функции GenDisp пошагово выполняется так. Вначале определяются вектора значений входного сигнала, соответствующего его сечениям  $X_s$  и  $X_t$ . Используя зависимость  $t = s + \tau$ , функция Shift записывает в переменные MyInputF и MyOutputF указатели на динамические массивы, соответствующие сечениям  $X_s$  и  $X_t$ . Далее вычисляется используемое количество значений входного сигнала (переменная  $\text{MykT} = \text{kT} - \text{shift}$ , где переменная shift – текущий временной сдвиг). Для полученных векторов сечений измеренного сигнала функция GenTMatrix составляет корреляционную матрицу и вычисляет условные статистические оценки для каждого из интервалов сечения  $X_s$ . В алгоритме ее работы вначале вычисляется количество интервалов сечения  $X_s$  (переменная divs) по стандартной формуле  $k = 1 + 3,32 \lg n$ , где  $\text{divs} = k$ ,  $n = \text{MykT}$ , а также ширина интервала (переменная dU). Далее создается вектор значений условных статистических оценок TMatrix (тип оценки определяется атрибутом Argument), типа MyFloat. Количество элементов сформированного вектора равно вычисленному количеству интервалов. Указатель link каждого из элементов этого массива будет указывать на начало списка значений сечения  $X_t$ , соответствующих данному интервалу сечения  $X_s$  при данном временном сдвиге shift( $\tau$ ). Далее функция формирует эти списки значений, проходя по вектору значений сечения  $X_t$  и распределяя

их соответственно между интервалами сечения  $X_s$  (каждому интервалу соответствует 1 элемент вектора TMatrix).

Если в данный момент обрабатываются элемент сечения  $X_s$  MyInputF[i] и элемент сечения  $X_t$  MyOutput[i] то необходимый интервал сечения  $X_s$  определяется по формуле:  $u = (MyInputF[i] - \min) / dU$ , где переменная  $u$  – номер интервала, переменная  $\min$  – минимальное значение сечения  $X_s$ , переменная  $dU$  – ширина уровня. Далее добавляется в динамический список значений элемента TMatrix[u] (который соответствует интервалу  $u$ ) текущее значение сечения  $X_t$  MyOutput[i], соответствующее значению элемента сечения  $X_s$  MyInput[i]. По полученным спискам значений вычисляются условные статистические оценки (условное математическое ожидание, условная дисперсия, условная асимметрия, условный эксцесс или условный момент 5-го порядка – в зависимости от атрибута Argument) для каждого интервала. В случае если длина списка для какого-либо интервала равна 0, он исключается из расчета.

Итак, в результате работы функции CDisperse::GenTMatrix формируется вектор значений условных статистических оценок. Далее в функции CDisperse::GenDisp вычисляется оценка распределения этих оценок, используя функцию, заданную атрибутом Function. Нормировав полученное значение с помощью общей моментной характеристики сечения  $X_t$  (тип которой определяется атрибутом Center) функция возвращает значение моментной характеристики для текущего количества сдвигов.

*Вывод.* Разработанное программное обеспечение позволяет произвести оперативную идентификацию технических и технологических состояний барабанных мельниц различных конструкций на основе информационных характеристик моментных функций. Имея данные о наиболее характерных отклонениях технического состояния барабанных мельниц от нормального, например по степени износа футеровки в мельницах самоизмельчения, можно выполнить процедуру раннего обнаружения формируемого предаварийного состояния с соответствующим своевременным его блокированием, исключив значительные экономические потери.

#### Список литературы

1. Мещеряков Л.И. Идентифікація параметрів об'єктів автоматизованого управління в задачах АСУТП ексцесійними моделями // Сб. науч. тр. Національний гірничий університет. – 2006. – № 24. – С. 182–186.
2. Мещеряков Л.И. Базова форма дисперсійної моделі гірничих технологічних комплексів // Сб. науч. тр. НГАУ. – 2004. – № 20. – С. 209–214.
3. Марюта А.Н., Автоматическая оптимизация процесса обогащения руд на магнито-обогажительных фабриках. – М.: Недра, 1975. – 218 с.
4. Мещеряков Л.И. Системная оценка идентификации барабанных мельниц // Сб. науч. трудов НГАУ. – Днепропетровск, 1998. – Т. 6. – № 3. – С. 255-259.

*Рекомендовано до публікації д.т.н. Слесаревим В.В.  
Надійшла до редакції 16.02.10*

## ВІДОМОСТІ ПРО АВТОРІВ

**Андреев Борис Николаевич** – д.т.н., проф., зав. кафедри строительных геотехнологий КТУ, г. Кривой Рог

**Бабец Дмитрий Владимирович** – к.т.н., доцент кафедры высшей математики НГУ, г. Днепропетровск

**Бабіюк Геннадій Васильович** – д.т.н., професор кафедри БГ і ГС ДонДТУ, м. Алчевськ

**Брагинец Дмитрий Дмитриевич** – м.н.с. ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

**Бровко Дмитрий Викторович**, к.т.н., доцент кафедры строительных геотехнологий КТУ, г. Кривой Рог

**Вапнічна Вікторія Вікторівна** – к.т.н., старший викладач ІЕЕ кафедри геобудівництва та гірничих технологій Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

**Витушко Олег Викторович** – к.т.н., директор ООО «Шахтостроймонтаж», г. Донецк

**Выгодин Михаил Александрович** – к.т.н., доцент каф. строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

г. Кировское, Донецкая обл.

**Гавриш Оксана Рамисовна** – ассистент кафедры «Менеджмент организаций» НГУ, г. Днепропетровск

**Гапеев Сергей Николаевич** – к.т.н., доцент кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Горелкин Анатолий Анатольевич** – зам. главного инженера ОАО «ГХК «Спецшахтобурение», г. Донецк

**Должиков Петр Николаевич** – д.т.н., проф., зав. кафедры строительных конструкций

ДонГТУ, г. Алчевськ  
**Єрмаков Олександр Миколайович** – генеральный директор

державного підприємства «Луганськвугілля», м. Луганськ  
**Жданова Олена Олександрівна** – аспірант кафедри геобудівництва та гірничих технологій Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут», м. Київ

**Журавлев Владимир Николаевич** – доцент кафедры защиты информации Запорожского национального технического университета

**Зубарев Антон Игоревич** – инженер II категории кафедры обогащения полезных ископаемых НГУ, г. Днепропетровск

**Ищенко Алексей Константинович** – аспирант кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Калякин Станислав Александрович** – к.т.н., доцент кафедры строительство шахт и подземных сооружений ДонНТУ, г. Донецк

**Касьян Николай Николаевич** – д.т.н., проф., зав. кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» ДонНТУ, г. Донецк

**Кириченко Алексей Леонидович** – соискатель кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Кирия Руслан Виссарионович** – с.н.с. ИГТМ НАН Украины, г. Днепропетровск

**Кобзарь Юрий Иванович** – к.т.н., доцент кафедры РМПИ ДонГТУ, г. Алчевск

**Кондратюк Иван Валентинович** – аспирант кафедры высшей математики НГУ, г. Днепропетровск.

**Корсаков Дмитрий Викторович** – ассистент кафедры СГ и ГС ДонГТУ, г. Алчевск

**Корчак Андрей Владимирович** – член-корреспондент Российской инженерной академии, д.т.н., проф., ректор Московского государственного горного университета

**Кравець Віктор Георгійович** – д.т.н., проф., зав. кафедрою ІЕЕ геобудівництва та гірничих технологій Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

**Кравченко Константин Валериевич** – аспирант кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Кузнецова Анастасия Николаевна** – студентка НГУ, г. Днепропетровск

**Лазебник А.Ю.** – ПП «Спецтампонажгеопроект», г. Антрацит Луганской обл.

**Левит Виктор Владимирович** – д.т.н., проф. кафедры ШС и ПС ДонТУ, генеральный директор ОАО «ГХК «Спецшахтобурение», г. Донецк

**Мартовицкий Артур Владимирович** – ОАО «Шахта «Комсомолец Донбасса»,

**Марченко Вячеслав Владимирович** – аспирант НГУ, г. Днепропетровск

**Масленников Евгений Владимирович** – к.т.н. кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Масленников Станислав Александрович** – к.т.н., доцент кафедры «Подземное, промышленное, гражданское строительство и строительные материалы» Шахтинского института (филиал) ГОУ ВПО «Южно-Российского государственного технического университета «Новочеркасский политехнический институт»

**Мещеряков Леонид Иванович** – кандидат техн. наук, доцент кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

**Минеев Сергей Павлович** – д.т.н., проф. кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Мокрієнко Володимир Миколайович** – аспірант кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДонНТУ, м. Донецьк

**Налисько Николай Николаевич** – к.т.н., доцент горного факультета Украинской инженерно-педагогической академии, г. Стаханов, Луганская обл.

**Наумович Александр Владимирович** – горный инженер.

**Новиков Олександр Олегович** – к.т.н., доцент кафедри «Розробка родовищ корисних копалин» ДВНЗ «Донецький Національний технічний університет», м. Донецьк

**Олексюк Андрей Борисович** – директор ОП «Шахта им. В.М. Бажанова» ГП «Макеевуголь», г. Макеевка

**Палейчук Николай Николаевич** – аспирант кафедры СГ и ГС ДонГТУ, г. Алчевск

**Пивняк Геннадий Григорьевич** – академик НАН Украины, д.т.н., проф. ректор Национального горного университета (НГУ), г. Днепропетровск

**Полозов Ю.А.** – ГОАО «Спецтампонажгеология», г. Антрацит Луганской обл.

**Прокопов Альберт Юрьевич** – д.т.н., проф. каф. «Подземное, промышленное, гражданское строительство и строительные материалы», зам. директора по образовательной деятельности Шахтинского института (филиал) ГОУ ВПО «Южно-Российского государственного технического университета «Новочеркасский политехнический институт»

**Пустовойтенко Валерий Павлович** – д.т.н., проф. кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Пушкин Сергей Павлович** – к.т.н., доцент каф. экологии НТУУ «КПИ», г. Киев

**Раскидкин Владимир Викторович** – главный инженер ОАО Шахта «Комсомолец Донбасса», г. Кировское Донецкая обл.

**Роенко Анатолий Николаевич** – д.т.н., проф. кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Рубинський Олексей Александрович** – к.т.н., заведующий отделом ГДЯ МакНИИ, г. Макеевка

**Румежак Олег Николаевич** – заместитель председателя Государственного Комитета Украины по промышленной безопасности, охране труда и горному надзору, г. Киев

**Русак Ирина Сергеевна** – студентка НГУ, г. Днепропетровск

**Рыбалко Анатолий Яковлевич** – к.т.н., проф. кафедры систем электроснабжения НГУ, г. Днепропетровск

**Рябичев В.Д.** – АФГТ Восточно-Украинский Национальный университет им. В.Даля, г. Антрацит Луганской обл.

**Самедов Ахмед Меджид огли** – д.т.н., проф. кафедры геобудівництва та гірничих технологій Національного технічного університету України «Київський політехнічний інститут», м. Київ

**Сахно Иван Григорьевич** – к.т.н., доцент кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» ДонНТУ, г. Донецк

**Сдвижкова Елена Александровна** – д.т.н., проф., зав. кафедры высшей математики, НГУ, г. Днепропетровск

**Склепчук Вячеслав Леонидович** – начальник производственно-технического отдела ОАО «Ростовшахтострой», ассистент кафедры «Подземное, промышленное, гражданское строительство и строительные материалы» Шахтинского института (филиал) ГОУ ВПО «Южно-Российского государственного технического университета «Новочеркасский политехнический институт»

**Соболев Валерий Викторович** – д.т.н., проф. кафедры строительства

**Солодянкин Александр Викторович** – д.т.н., доцент кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Терещук Роман Николаевич** – к.т.н., доцент кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Тулуб Сергей Борисович** – председатель Черкасской областной государственной администрации

**Франкевич Геннадий Степанович** – д.т.н., проф., директор Института освоения подземного пространства Московского государственного горного университета

**Францішко Андрій Володимирович** – аспірант ІЕЕ кафедри геобудівництва та гірничих технологій Національний технічний університет України «Київський політехнічний інститут»

**Харин Сергей Анатольевич** – к.т.н., доцент кафедры менеджмента Криворожского экономического института

**Хворост Василий Валериевич**, ассистент кафедры сопротивления материалов и строительной механики КТУ, г. Кривой Рог

**Чернай Анатолий Владимирович** – д.ф.-м.н., с.н.с. кафедры строительства и геомеханики НГУ, г. Днепропетровск

**Шевцов Николай Романович** – д.т.н., проф., зав. кафедры строительство шахт и подземных сооружений ДонНТУ, г. Донецк

**Шубин Андрей Анатольевич** – к.т.н., доцент кафедры СПСиШ ЮРГТУ, г. Шахты

**Шуляк Ярослав Олегович** – магистр кафедры «Разработка месторождений полезных ископаемых» ДонНТУ, г. Донецк

**Ясир Юсеф Хуссейн Аль Хатиб** – аспирант кафедры программного обеспечения компьютерных систем НГУ, г. Днепропетровск

## ЗМІСТ

1.	<b>Г.Г. Пивняк, А.В. Корчак, Г.С. Франкевич, А.В. Солодянкин</b> Некоторые аспекты и пути реализации программы освоения подземного пространства крупных городов.....	5
2.	<b>В.П. Пустовойтенко</b> Обґрунтування гірничотехнічних передумов підземного будівництва з урахуванням гірничо-геологічних умов.....	12
3.	<b>С.Б. Тулуб, А.В. Солодянкин</b> Обоснование концепции управления геомеханическими процессами в выработках угольных шахт в условиях ожидаемых больших смещений контура.....	22
4.	<b>В.П. Пустовойтенко, О.Р. Гавриш</b> Техніко-економічні аспекти освоєння підземного простору.....	32
5.	<b>В.В. Левит, А.А. Горелкин</b> Бурение вертикальных шахтных стволов как перспективное направление в шахтном строительстве.....	37
6.	<b>Е.А. Сдвижкова, Д.В. Бабец, А.В. Мартовицкий</b> Методика прогноза прочностных свойств углевмещающих пород в пределах шахтного поля.....	47
7.	<b>П.Н. Должиков, А.А. Шубин, Д.В.Корсаков</b> Моделирование провала над горной выработкой.....	55
8.	<b>Н.Р. Шевцов, С.А. Калякин</b> Развитие концепции безопасности производства взрывных работ в угольных шахтах.....	60
9.	<b>П.Н. Должиков, Н.Н. Палейчук, Ю.И. Кобзарь</b> Исследование особенностей условий эксплуатации арочных рамных крепей в зонах интенсивной трещиноватости.....	67
10.	<b>А.Ю. Прокопов, С.А. Масленников, В.Л. Склепчук</b> О структуре затрат времени при сооружении скипового ствола подземного рудника «Мир» на участке нефтегазопроявлений.....	75
11.	<b>С.В. Борщевский, Е.В. Прокопенко</b> Построение пространственной модели участков ярусов породного отвала с использованием программного пакета Surfer.....	82
12.	<b>Б.Н. Андреев, Д. В. Бровко, В. В. Хворост</b> Динамика транспортерных галерей горнодобывающих предприятий.....	88
13.	<b>Г.В. Бабиюк, А.Н. Ермаков</b> Напряженно-деформированное состояние пород в надработанном породном массиве.....	93
14.	<b>В.Г. Кравец, В.В. Вапничная, А.В. Францишко</b> Технологические параметры взрывного обрушения грунта при создании взрывом компенсирующих щелей.....	98
15.	<b>С.Н. Гапеев, Р.Н. Терещук, А.Б. Олексюк</b> Разработка способа обеспечения устойчивости наклонной выработки в условиях шахты им. В.М. Бажанова.....	105
16.	<b>С.П. Минеев, О.В. Витушко, А.А. Рубинский</b> Рекомендаций по безопасной отработке выбросоопасных пластов в сложных горно-геологических условиях.....	115
17.	<b>Ю.А. Полозов, В.Д. Рябичев, Ю.А. Лазерник</b> Тампонаж закрепного пространства для предупреждения аварийной ситуации на воздухоподающем стволе №10 ОП «Шахта «Димитрова».....	124

18.	<b>А.Н. Роечко, О.Н. Румежак, К.В. Кравченко</b> Применение компьютерных моделей для оценки пород в окрестности сопряжения ствола на шахте им. А.Г. Стаханова.....	129
19.	<b>Н.Н. Касьян, И.Г. Сахно, Я.О. Шуляк</b> Особенности передачи давления, от стенок шпура, содержащего невзрывчатый разрушающий материал, вглубь породного массива.....	136
20.	<b>А.М. Самедов, О.О. Жданова</b> Дослідження повзучості при одноосному стисканні бетонів на основі крупного заповнювача зі сланцевих гірських порід.....	143
21.	<b>С.А. Харин</b> Влияние факторов «бурение» и «погрузка» на интенсивность проведения стволов.....	150
22.	<b>С.П. Минеев, О.В. Витушко, М.А. Выгодин</b> Технология ликвидации последствий газодинамических явлений в струговых и щитовых лавах... ..	158
23.	<b>В.Н. Мокриенко</b> Параметрирование нового способа охраны выемочной выработки с использованием метода эквивалентных материалов.....	166
24.	<b>С.Н. Гапеев, В.В. Раскидкин, К.В. Кравченко</b> Исследование характера взаимного влияния протяженных выработок на участке их сопряжения.....	173
25.	<b>А.В. Чернай, А.К. Ищенко, Н.Н. Налисько, А.Л. Кириченко</b> Метод крупных частиц в механике гетерогенных сред.....	180
26.	<b>В.Н. Журавлёв, Е.В. Масленников, И.В. Кондратюк</b> Анализ свойства стационарности зондирующего угольный пласт виброакустического информационного сигнала.....	192
27.	<b>В.В. Соболев</b> Твердофазный синтез монокристаллов алмаза.....	200
28.	<b>А.О.Новиков</b> Вариационный метод оценки напряженно-деформированного состояния массива горных пород, армированного анкерами, вокруг выработки.....	212
29.	<b>Р.Н. Терещук, А.В. Наумович, А.Н. Кузнецова</b> Обоснование параметров способа обеспечения устойчивости подготовительных выработок глубоких угольных шахт.....	220
30.	<b>Р.В. Кирия, Д.Д. Брагинец</b> Увеличение производительности бункера с боковым щелевым выпускным отверстием с помощью вибрации.....	228
31.	<b>В.В. Марченко, И.С. Русак</b> Особенности влияния скорости движения на психоэмоциональное состояния водителей большегрузных карьерных автосамосвалов в условиях Вольногорского ГМК.....	234
32.	<b>С.П. Пушкин</b> Стабилизация качества угля в условиях сложноструктурных залежей.....	241
33.	<b>А.Я. Рыбалко</b> Первичные параметры тяговой сети для индуктивной передачи электроэнергии передвижным потребителям.....	249
34.	<b>Л.И. Мещеряков, Ясир Юсеф Хусейн Аль Хаттаб, А.И. Зубарев</b> Программное обеспечение идентификации состояний барабанных мельниц.....	267
35.	Відомості про авторів.....	275

**Збірник наукових праць  
Національного гірничого університету  
№ 34, том 1**

Підписано до друку 26.04.2010. Формат 60x84/16.  
Ум. друк. арк. 14,0. Обл.-вид. арк. 14,0.  
Тираж 100 прим. Зам. №

Підготовлено до видання та видруковано  
у Національному гірничому університеті.  
Свідоцтво про внесення до Державного реєстру ДК №1842.

49005, м. Дніпропетровськ, просп. К. Маркса, 19